

UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS

FACULTAD DE QUÍMICA E INGENIERÍA QUÍMICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA QUÍMICA

**Recuperación de metales preciosos, oro y plata, de los
relaves de flotación por el método de segregación**

TESIS

Para optar el Título Profesional de Ingeniero Químico

AUTOR

Amado Crisogono CASTRO CHONTA

ASESOR

Juan ARROYO CUYUBAMBA

Lima - Perú

1988

A MI MADRE ABNEGADA:

DISALIA CHONTA DE CASTRO

A MIS HIJOS:

PAUL, PAOLA, JUAN PABLO
Y CRISTIAN CASTRO P.

A MI ESPOSA:

MARIA M. PAZ DE CASTRO
POR SU CONSTANTE ALIENTO.

A G R A D E C I M I E N T O

Mi profundo reconocimiento al INSTITUTO GEOLOGICO MINERO Y METALURGICO DEL PERU "INGEMMET" por haberme brindado las más amplias facilidades: uso de sus instalaciones, financiamiento y asesoramiento constante.

Al Ing. Saúl Cárdenas Mandujano en su calidad de coordinador de este estudio, mi eterna gratitud.

Al Dr. Juan Arroyo Cuyubamba, Asesor de Tesis, quien con su constancia, aliento y orientación me impulsó a terminar el presente trabajo.

A mi querida Alma Mater, la Universidad Nacional Mayor de San Marcos - Escuela Académico Profesional de Ingeniería Química y a los dilectos catedráticos, mi gratitud imperecedera por las invalorable enseñanzas recibidas.

C O N T E N I D O

	Página
RESUMEN	07
CAPITULO I: Exposición Teórica del Proceso de Segregación	
1.0 Introducción	09
2.0 Exposición Teórica del Proceso de Segregación	10
2.1 Antecedentes Históricos	10
2.2 Fundamento Teórico del Proceso de Segregación	11
2.3 Reacciones que explican el mecanismo del Proceso	13
2.4 Estado actual del Proceso de Segregación	15
2.5 Posibilidades de Aplicación del Proceso de Segregación	17
CAPITULO II: Implementación de Equipos y Reactivos para las Pruebas de Segregación	
1.0 Introducción	18
2.0 Descripción de los equipos	18
2.1 Horno	18
2.2 Reactores	19
2.3 Celda de Flotación	21
2.4 Molino de Bolas	21
2.5 Otros equipos auxiliares	23
3.0 Descripción y Preparación de los Reactivos empleados en la investigación	23
3.1 Para la Segregación	23
3.2 Para la Flotación	24
3.3 Otros reactivos	27
CAPITULO III: Descripción del Proceso Experimental	
1.0 Mezclado	28
2.0 Peletización	28
3.0 Segregación	29

4.0	Recuperación por Flotación	29
4.1	Período de Molienda	29
4.2	Período de Acondicionamiento	30
4.3	Período de Flotación	31
4.4	Período de Secado	31
CAPITULO IV: Pruebas de Segregación		
1.0	Descripción y Análisis Físico de la Muestra	33
2.0	Análisis Mineragráfico y Químico de la Muestra	37
3.0	Preparación y Corridas de las Pruebas de Segregación	44
4.0	Molienda y Flotación del Producto	46
CAPITULO V: Evaluación de Resultados		
1.0	Sobre el Mezclado y Peletización	52
2.0	Sobre la Segregación y Flotación	52
2.1	Factor Temperatura	52
2.2	Factor R (coke/sal)	56
2.3	Factor Tiempo	58
2.4	Recuperación de Plata y Oro	61
2.5	Leyes del Concentrado	63
CAPITULO VI: Conclusiones		64
CAPITULO VII: Recomendaciones		66
BIBLIOGRAFIA:		67
APENDICE:		70

R L S U M E N

El presente trabajo de investigación, realizado en los laboratorios del INSTITUTO GEOLOGICO MINERO METALURGICO - I N G E M M E T - del Perú, está referido a la aplicación del Proceso de Segregación para recuperar metales preciosos (Ag y Au) de los relaves de flotación.

El mineral tratado corresponde a los relaves de flotación de la planta concentradora de la mina Sayapullo, ubicada en la Provincia de Cajabamba Departamento de Cajamarca.

En el relave, los elementos Au y Ag se encuentran asociados a los minerales del grupo tetraedrita, pirita y ganga (Sílice), presentándose estos dos últimos en alto porcentaje.

La tecnología del Proceso de Segregación comprende cuatro etapas fundamentales: EL MEZCLADO, consistente en la homogenización de los reactivos con el mineral; el PELETIZADO, para formar pellets de aproximadamente 1.0 cm de diámetro; la SEGREGACION propiamente dicha y la RECUPERACION de Ag y Au por Flotación.

Se realizaron 30 pruebas experimentales utilizando la misma granulometría del mineral; mezclándose con coke y sal de mallas -20 +48. Se calentaron a temperaturas comprendidas entre 650°C y 740°C, variando el tiempo desde 25 a 75 min. Las pruebas se llevaron a cabo en tres reactores de acero inoxidable obteniéndose recuperaciones de Oro en un 73.8% y Plata 64.0%

Se determinó los factores óptimos de Segregación para el relave estudiado:

Temperatura	:	710°C
Tiempo	:	45 min
R (coke/sal)	:	1.3
% Sal	:	1.0 % en peso del mineral

El relave estudiado por tener un alto contenido de pirita y de sílice flota conjuntamente con los elementos valiosos dando concentrados de plata y oro con leyes bajas.

Para mejorar la recuperación se recomienda tostar el relave y agregar al mineral óxido de cobre cuando el porcentaje de Cu es menor que 0.12%

El estudio realizado demuestra que es factible la aplicación del Proceso de Segregación a relaves de flotación, por lo que se recomienda continuar con el estudio extendiéndose a otros relaves y minerales de baja ley con contenidos de oro y plata, a fin de estudiar con mayor detalle los parámetros y mecanismos de reacción y poder aplicar a nivel industrial para beneficio de minerales, debido a que el Perú es un país eminentemente minero.

CAPÍTULO I

EXPOSICION TEORICA DEL PROCESO DE SEGREGACION

1.0 INTRODUCCION

La recuperación del oro y la plata a partir de minerales de baja ley constituye un desafío para la ciencia metalúrgica. Para ello se han propuesto diversos métodos con diversos resultados. Un método que podría usarse con ventaja es el de segregación.

El Método de Segregación ha sido estudiado por numerosos investigadores en la recuperación del Cu de sus minerales oxidados y sulfurados (1). Sin embargo, este método no ha sido aplicado al tratamiento del oro y la plata por lo que se propone investigar sus bondades en la recuperación de los metales mencionados a partir de los relaves de flotación.

Es evidente que la importancia de la Plata y el Oro es gravitante en la economía de los pueblos, más aún tratándose de países en vías de desarrollo como el nuestro, que por la generosidad de la naturaleza nos ha hecho potencialmente rico en mineralizaciones con contenidos de estos metales, ubicándonos en un lugar privilegiado en el mundo.

En todas partes se estimulan a orientar los esfuerzos del país a impulsar la explotación con más eficiencia de las reservas minerales, fomentando la investigación y desarrollo de métodos adecuados para la obtención y recuperación de metales preciosos. Es dentro de este punto de vista, donde se ubica el presente estudio, aun cuando no pretende ser definitivo, éste, es un planteamiento inicial para futuras investigaciones sobre los alcances del Proceso de Segregación que consideramos el más apropiado para la recuperación de la plata y el oro de los relaves con bajo contenido de estos metales. Al mismo tiempo creemos que con el desarrollo de este Proceso se contribuirá: Primero, a aumentar la producción nacional de estos metales con el consecuente incremento en el ingreso de divisas; segundo, a mejorar las condiciones económicas tanto del trabajador como del empresario; tercero, la creación de nuevas fuentes de trabajo y finalmente a la reducción de los depósitos de relaves que inciden negativamente en la contaminación del medio ambiente.

2. EXPOSICION TEORICA DEL PROCESO DE SEGREGACION

2.1 Antecedentes Históricos.- El descubrimiento del Proceso de Segregación tiene un origen fortuito, en 1923, en los trabajos que desarrollaban dos investigadores ingleses, J.C. Moulden y B. Caplin (2), al aplicar el "Proceso Perkins", patentado en 1921, a los minerales de la mina Sagasca S. A. de Chile con el objeto de recuperar Cu metálico a partir de sus compuestos oxidados (donde la crisocola era el principal componente de la mena) tratando con hulla. Ellos observaron que se formaba gromérulos friables compuestos de finas hojuelas de cobre - hulla - ganga, es decir que el Cu migraba de los minerales que los contenían hacia las superficies de las partículas de carbón que servían como medio reductor. Este comportamiento del Cu era debido a la presencia de pequeñas cantidades de sal común (aproximadamente 0.5%) que contenía el mineral de Sagasca. Cuando se lavó la mena con agua (lixiviado de la sal) y luego calentada con carbón en forma similar al mencionado, el fenómeno de Segregación no fue observado. Este proceso de migración y reducción en las partículas de carbón que se producía en minerales de bajo contenido de Cu dió nombre al Proceso de Segregación. Se comprobó luego que este proceso no sólo es válido para los minerales oxidados de Cu, sino en general para todos los minerales de Cu (oxidados, sulfo-oxidados y complejos), es más, también puede ser aplicado a minerales oxidados de plomo, plata, antimonio, bismuto y oro; incluso se han hecho tentativas de aplicabilidad a los minerales sulfurados.

Después de las experiencias a nivel de laboratorio, el Proceso de Segregación pasó a una segunda etapa para ver su aplicación a nivel industrial; es así que en 1930, dos compañías: La Minerals Separation de Rhodesia del Sur y la Union Minere Du Hant Katanga de Katanga, establecen plantas con capacidades de operación de 50 y 350 TM/día, respectivamente; pero, debido a las dificultades técnicas y económicas cerraron al poco tiempo de iniciadas.

//...

Después de haber quedado en el olvido por espacio de dos décadas, en 1959 el Proceso de Segregación es actualizado por Rampack, Mc Kinney y T. Waddleton (1), que hicieron un trabajo completo donde plantean las reacciones químicas que rigen el Proceso de Segregación y los factores que influyen en la segregación misma; estos estudios han dado como resultado la instalación en Lakeshore - Arizona de la 1era. planta industrial con una capacidad de 175 TM/día obteniéndose una recuperación del contenido de Cu entre 86% a 89%; como resultado de la buena recuperación y eficiencia en el Proceso, en 1961 se hizo factible ampliar la capacidad de la planta en mención a 150 TM/día.

En el Perú, hace muchos años, también se trataron minerales de Cu por segregación y fue en la mina Berenguela, situada en Lampa - Puno, donde F. Polland (3) estableció en forma concluyente que la segregación es posible en este mineral. Estos trabajos fueron realizados a nivel de laboratorio, los que concluyeron en la instalación de una planta piloto para 50 TM de mineral, beneficiándose minerales de Cu, Ag y Au.

2.2 Fundamento Teórico del Proceso de Segregación. - El Proceso de Segregación es un método que consiste en el calentamiento del mineral (muestra), tratado con un agente reductor sólido y una sal del grupo haluro generalmente un cloruro, debidamente triturados, durante un cierto tiempo a temperaturas comprendidas entre 600 a 1050°C. A esta temperatura la sal produce la volatilización del metal segregante, que luego se condensa en forma selectiva sobre las partículas del agente reductor (carbón), formando finas hojuelas (puntitos, globulitos o escamitas) el cual es entonces recuperado por métodos usuales de flotación, tamizado o lixiviación (1,4).

Como agente reductor puede usarse (1,4):

- Coke de petróleo
- Carbón bituminoso
- Carbón de madera
- Hulla, etc.

//...

Como agente clorurante (oxidante) puede usarse (1,4,5):

- Cloruro de Sodio (NaCl)
- Cloruro de Magnesio (MgCl_2)
- Cloruro de Amonio (NH_4Cl)
- Cloruro de Litio (LiCl)
- Cloruro de Cesio (CsCl)
- Cloruro de Calcio (CaCl_2), etc.

Los metales segregantes son (1,2,3,4):

- Cobre
- Níquel
- Cobalto
- Plomo
- Metales preciosos (Ag , Au)
- Cualquier metal que puede formar cloruros volátiles u oxiclорuros (Sb , Bi , Pd , Sn , Ti , etc.), etc.

Para óptimas condiciones de segregación de un metal segregante existe un agente reductor y un agente clorurante específico. Desde un punto de vista económico el uso de coque y sal común dan buenos resultados. Las cantidades y relaciones de agente reductor y agente clorurante, requeridos para una buena segregación difieren según el metal segregante y de un mineral a otro, o de los nódulos en que se encuentre. Según Rampacek (1) y Sutulov (2), para una segregación de Cu de sus minerales oxidados o sulfo-oxidados, mezclas de 0.5 a 1.5% de sal (NaCl) y 0.5 a 1.0% de coque dieron resultados óptimos.

Para una buena segregación es también importante el tamaño de las partículas del agente reductor y del agente clorurante. Según Rampacek (1), Polland (3) y Hoover (4), en general los tamaños de mallas -20 + 65 han dado rendimientos satisfactorios.

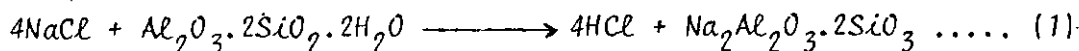
Otros factores importante que intervienen en el Proceso de Segregación son la temperatura de tostación y el tiempo empleado en la misma, siendo específicos para cada metal segregante. Rampacek

//...

sugiere para la recuperación de Cu de los minerales oxidados y mezcla sulfo-oxidados un tiempo aproximado de 30 min. para 750°C. Igualmente, Sutulov para diferentes minerales de Cu demuestra que la temperatura ideal es 750°C y un tiempo de tostación de 20 min. Esto, demuestra que la diferencia de tiempo, dados por estos investigadores, se debe al tipo de mineralización o de los nódulos en que se encuentre.

2.3 Reacciones que explican el mecanismo del proceso. - Hoover, Han y Fuerstenau (4), hicieron un estudio de las publicaciones de varios investigadores y concluyeron que existe una concordancia general, en que las tres reacciones de mayor significación que ocurren durante la Segregación son las siguientes:

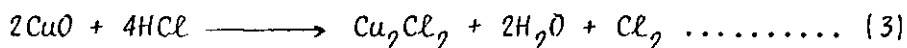
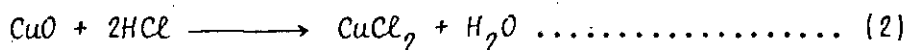
- a) Producción de ácido clorhídrico gaseoso por la reacción de determinados componentes del mineral con la sal clorurada. El cloruro de sodio reacciona con las arcillas minerales hidratadas produciendo el gas clorurante (HCl) que es agente activo durante el Proceso de Segregación:



Esta reacción se desarrolla rápidamente entre 650 a 750°C en presencia de trazas de vapor de agua, que resulta de la deshidratación progresiva de los silicatos minerales o minerales aluminio-silicatados y de la humedad de la hulla o coke, usada para la reducción.

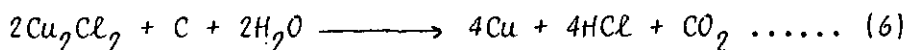
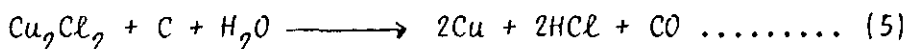
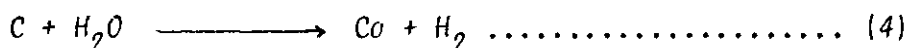
- b) Cloruración del metal segregante contenido en el mineral. El ácido clorhídrico liberado en la reacción (1) ataca a los óxidos de cobre del mineral para formar cloruros cuprosos y cúpricos volátiles, de acuerdo a las reacciones (2,3):

//...



El cloruro cúprico es inestable a temperaturas elevadas y se descompone en cloruro cuproso y cloro. El cloruro cuproso es probablemente el producto principal de la reacción (1).

- c) Reducción del cloruro metálico a metal y subsiguiente regeneración del ácido clorhídrico. Rampacek da la condición ideal para una segregación; una atmósfera débilmente reductora, compuesto principalmente de monóxido de carbono. Bajo estas condiciones los cloruros de cobre (I) volátiles son reducidos a cobre metálico, sobre las partículas de carbón. Basándose en las pruebas experimentales realizadas en Tucson (U.S.A.) con cloruro de cobre (I), carbón y humedad a 750°C; las reacciones básicas que pueden efectuarse son las siguientes:



La reacción (4) es la conocida para producir gas de agua. La reacción (6) parece ser la principal, pero las otras ocurren en extensión limitada. A pesar de las débiles condiciones reductoras en la atmósfera del horno, el cobre se precipitó en las superficies de las partículas de carbón.

Respecto al efecto que realiza la mezcla reaccionante, los puntos de vista se encuentran divididos. Algunos investigadores como Anonymoris (1959), Rampacek (1959), Rampacek y McKinney (1960), han reportado (en ref. 2) que el vapor de agua es esencial para las reacciones de segregación; mientras que autores como Yasawa y Kameda (1965), (5), han sostenido que la cloruración del metal es afectado negativamente por la mezcla. Sin embargo, Martínez (1966), (6),

//...

considera que la segregación ocurre esencialmente en una atmósfera libre de agua, pero dicha reacción se mejora cuando está presente el vapor de agua. Por lo tanto, para una comprensión cabal del asunto requiere realizar mayor número de investigaciones de este fenómeno.

2.4 Estado actual del Proceso de Segregación.- En la actualidad existen sólo algunas referencias técnicas del Proceso de Segregación aun cuando se hicieron varias patentes a favor de T.J. Tapling y Tapling Associated in Mineral Separation Ltd. y Metal Production Ltd. Existe un reporte de investigación del Bureau of Mines de los Estados Unidos, realizado por Carl Rampacek, Mc Kinney y Waddleton (1) que es la mejor publicación de la teoría del Proceso; se plantea el proceso a nivel de laboratorio y luego es ampliada a una planta piloto, que demuestran que el proceso es factible de operar en forma continua con resultados económicos favorables.

En la Tabla 1.1 se presenta una relación de Plantas de Segregación Continuas Comerciales y Semicomerciales; comprendidas entre los años de 1931 y 1974; cuyas capacidades varían desde 24 TM/día hasta 5000 TM/día.

En el Perú se han desarrollado trabajos a nivel de laboratorio por F. Polland (3), estableciéndose en forma concluyente que la Segregación es posible con mineral de Berenguela.

Se sabe que el Instituto de Química de la Universidad de Chile está estudiando el mecanismo del Proceso de Segregación desde 1962; en Mauritania también se están realizando estudios a través de planta piloto bajo la dirección del Profesor Rey, no conociéndose los detalles técnicos y resultados de los mismos.

//...

T A B L A N O. 1.1

PLANTAS DE SEGREGACIÓN CONTINUAS COMERCIALES O SEMICOMERCIALES

COMPANIA	UBICACION	CAPACIDAD (T/d)	FECHA
- Southern Rhodesia Base Metals	Southern Rhodesia (Alaska, mine)	50	1931
- Union Miniere du Haut - Katanga	Katanga, Zaire	350	1931
- Societe des Mines de Mauritania, Societe Miniere et Metalurgique de Penarroya	Mauritania (Akjoujt mine)	5075	1958
- Lampa Mining Co.	Santa Lucia, Perú (Berenguela mine)	24	1960
- Transarizona Resources	Arizona (Lakeshore mine)	175 500	1960 1962
- Rhokana Corporation Ltd. Somina	Rhokana Zambia	250 500 4000	1965 1970
- Cía Minera Katanga S. A.	Chumbivilcas, Cuzco Perú	100	1974

2.5 Posibilidades de Aplicación del Proceso de Segregación en la Recuperación de los Metales Preciosos (Au y Ag). -

1. Como se ha mencionado anteriormente, cualquier metal que puede formar cloruros u oxiclорuros es potencialmente factible de ser tratado por el Proceso de Segregación.
2. Los metales preciosos Au y Ag no han sido estudiados en forma específicas, sino como asociados a la Segregación del Cobre.
3. Rey Maurice (7) considera que el oro y la plata en los concentrados de cobre, obtenidos de la segregación y recuperados mediante flotación se encuentran juntos al cobre segregados.
4. Según los trabajos desarrollados por F. Polland y M.E. Peace (3), se tiene la certeza que la plata segregada con el cobre, aun cuando puede exceder el contenido de cobre, forman una aleación de Ag - Cu. Rampacek (1), también indica que el Au y la Ag de los minerales oxidados son segregados y flotados conjuntamente con el cobre.
5. Rampacek (1) ha encontrado que la segregación de Au y Ag de sus minerales libre de cobre ha sido inefectivo por lo que es importante que esté presente el cobre para que sirva como vehículo para la Segregación de los metales preciosos.
6. Dada la posibilidad de aplicación de este proceso a la recuperación de metales preciosos Au y Ag contenidos en los relaves, colas o minerales de baja ley, que es, el objetivo del presente estudio.

C A P I T U L O I I

IMPLEMENTACION DE EQUIPOS Y REACTIVOS PARA LAS PRUEBAS DE SEGREGACION

1.0 INTRODUCCION

Las pruebas preliminares de segregación se realizaron en reactores de arcilla, con capacidad para 2 Kg. de mineral. Cada reactor de arcilla está constituido por cuerpo y tapa y fueron sellados con tierra refractaria, reforzado con tirantes de alambre metálico. Sin embargo, al realizar las pruebas correspondientes se observaron una gran pérdida de metales segregantes Au, Ag y Cu, debido posiblemente a la difusión (por la formación de cloruros V.g. AgCl) y reducción en los espacios intersticiales de la masa interna del reactor. Por la razón expuesta se cambió por 3 reactores de acero inoxidable 316, cuyo diseño, aunque su fabricación demandó cierto tiempo, al correrse las pruebas experimentales dieron mejores resultados.

Antes de cada prueba se preparó el mineral mezclándolo con NaCl (reactivo oxidante) y coke (reactivo reductor) y luego fueron introducidos a cada reactor.

2.0 DESCRIPCION DE LOS EQUIPOS

2.1 Horno

Se utilizó una mufla eléctrica, TEMCO, de alimentación trifásica con pirómetro incorporado, con las siguientes especificaciones:

voltaje	:	230V
intensidad	:	29 amp
rango de temperatura:		0 - 1400°C
ciclos	:	60 Hz

La cámara del horno tiene la forma de un prisma de base rectangular de 25 x 25 x 60 cm. En cada una de sus caras laterales, superior e inferior se encuentran alojados seis resistencias longitudinales de tipo espiral, que están dispuestos horizontal y paralelas entre sí, conectadas en serie. En total son 24 resistencias que se encuentran ordenados y conectados en estrella. En la cara posterior - central de la cámara se encuentra una termocupla que se comunica con el medidor de temperatura.

El horno tiene un control automático graduable de temperatura. La cámara del horno se cierra mediante una compuerta de dos secciones accionada por una palanca. La cámara y la base del horno se encuentran cubiertas de material refractario.

2.2 Reactores

Se diseñó y se construyó tres reactores de las formas mostradas en la figura 2.1 con las siguientes especificaciones:

- Material : acero inoxidable 316
- Partes : cuerpo y tapa
- Cuerpo : forma cilíndrica
espesor 3/16 plg
diámetro externo 5 1/16 plg
profundidad 8 7/8 plg.
- Tapa : forma circular
espesor 5/8 plg
diámetro 5 3/16 plg

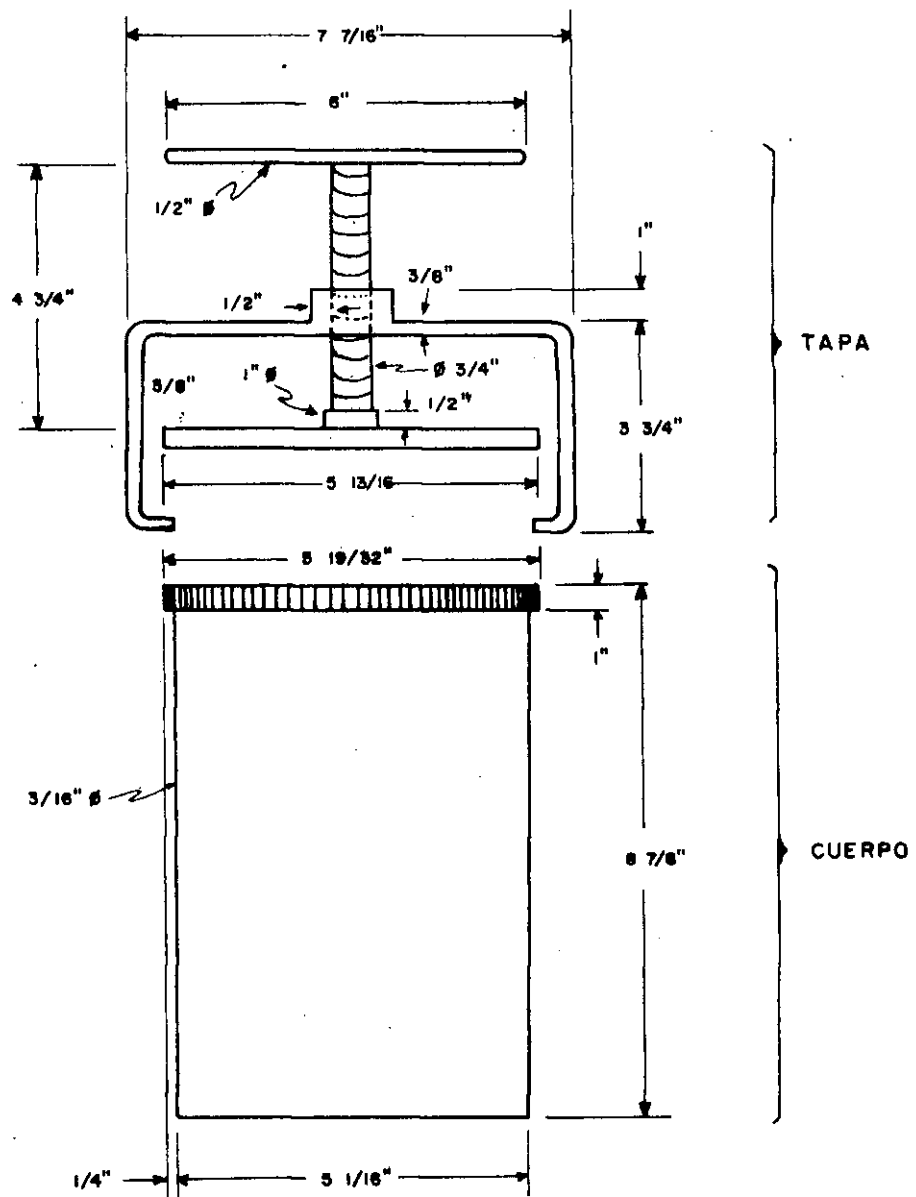
En la parte externa de la boca del reactor lleva una corona de 1 plg de ancho por 1/4 plg de espesor.

La tapa cuenta con un sistema de prensa tornillo, con dos abrazaderas, que permiten abrir y cerrar el reactor con facilidad.

FIGURA 2.1

REACTOR DE SEGREGACION

Acero Inoxidable 316



2.3 Celda de Flotación

Está constituido por un recipiente y el sistema de agitación es eléctrica (Figura 2.2). El eje del agitador es accionado por un motor eléctrico monofásico, cuyas especificaciones son:

Velocidad del eje: 1725 RPM
Potencia : 1/4 HP
Voltaje : 230V
Intensidad : 2.5 amp.

El recipiente de flotación está hecho de vidrio con capacidad para flotar 1/2 Kg de mineral (muestra), formando una pulpa en relación de 1:3, es decir una parte de mineral por tres de agua. La especificaciones del recipiente son:

- Diámetro ... 20.0 cm
- Altura total ... 17.0 cm
- Altura hasta el rebose ... 13.0 cm
- Volumen de agua hasta el rebose ... 3.6 l

2.4 Molino de Bolas

Es un dispositivo que lleva bolas de acero de diferente diámetro y que gira a una velocidad de 52 RPM. Esta es una velocidad reducida por un sistema de poleas en número de dos y faja de transmisión.

El molino de bolas es de material de acero corriente. El motor del molino tiene las siguientes especificaciones:

Voltaje : 230V
Potencia : 1/4 HP
Intensidad : 2 a 6 amp.
Fase : 1
Velocidad del eje: 1725 RPM

CELDA DE FLOTACION

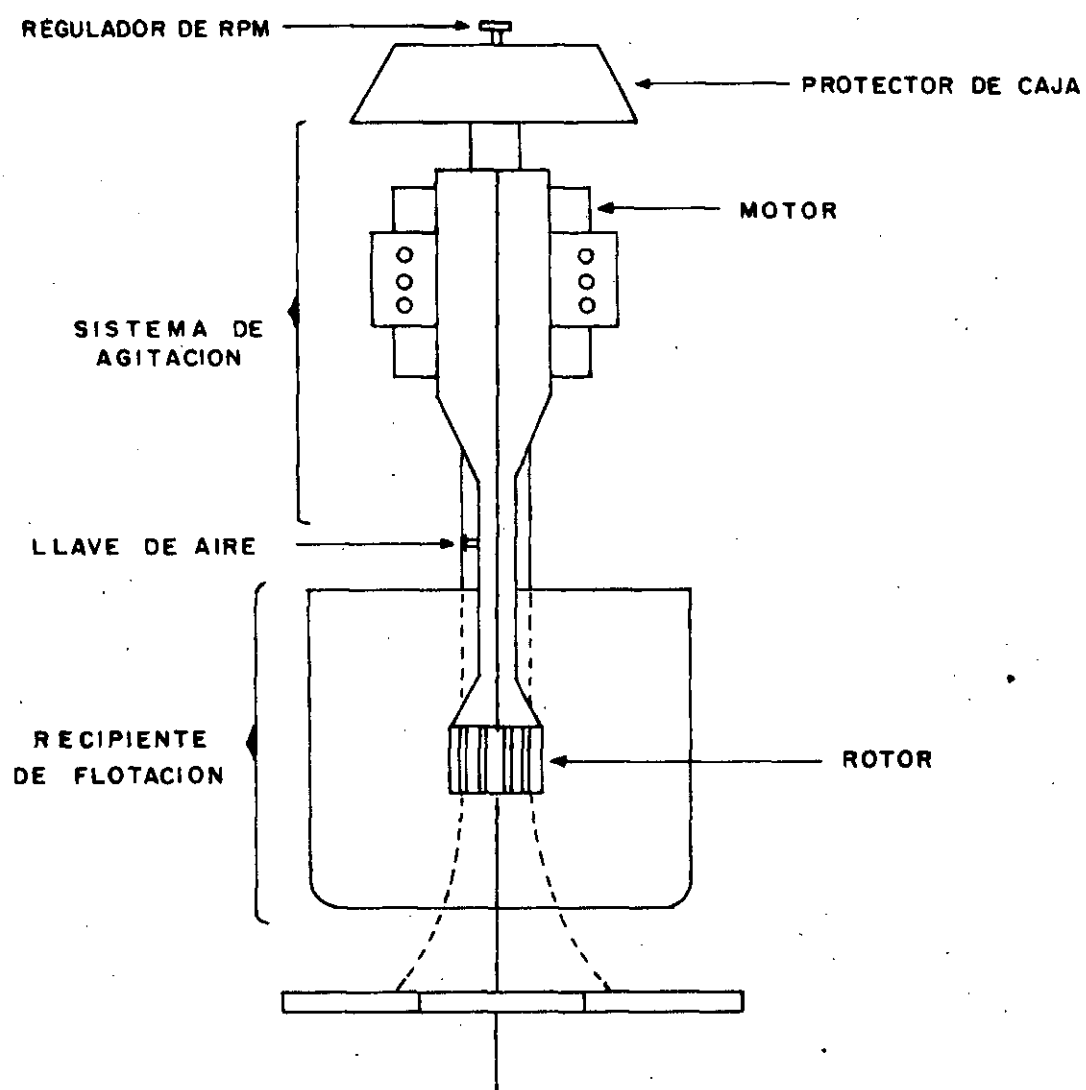


FIG. N° 2.2

2.5 Otros equipos auxiliares:

- Estufa de secado eléctrico 0-200°C
- Molino de rodillos
- Trituradora de quijada
- Tamices de la serie Tyler
- Balanza eléctrica
- Equipo eléctrico para determinación de pH
- Microscopio simple
- Vasos de vidrio de 50 ml y 100 ml

3. DESCRIPCION Y PREPARACION DE LOS REACTIVOS EMPLEADOS EN LA INVESTIGACION

3.1 Para la Segregación:

a) Cloruro de Sodio

Se usó sal común para la clorinación de los elementos a segregar. Los granos de sal se molieron en un molino de rodillos y luego se tamizaron selectivamente. Las partículas de malla +20 se volvieron a pasar por el molino de rodillos. De esta manera se llegó a obtener aproximadamente 1.0 Kg de sal molida de tamaño -20 +48

b) Coke

Se utilizó carbón de piedra previamente preparado y cudadosamente seleccionado. Antes de preparar el coke se escogió más o menos 5 Kg de carbón de piedra con las siguientes características:

- Las más porosas
- Las que tenían menor densidad y consecuentemente menor peso
- Las que no tenían brillo.

El carbón así seleccionado se pasó primero por la trituradora de quijada. Los granos gruesos se volvieron a pasar por la trituradora.

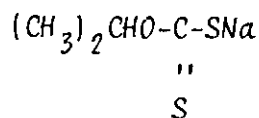
Recogido todo el producto anterior se pasó por el moli^{no} de rodillos, luego se tamizó y los granos gruesos de malla +20 se pasaron nuevamente por el molino. Todo el conjunto molido se tamizó hasta obtener aproximadamente 1.0 Kg de partículas con tamaños de -20 +48.

3.2 Para la Flotación:

a) Xantato Z-11

Es un reactivo sólido de cristales uniformes de color verde-nilo, fabricado por la Dow Chemical Company. Son completamente solubles en agua y de poca estabilidad.

El Xantato Z-11 es el xantato isopropil de sodio de fórmula:



Es un colector, es decir es el corazón del proceso de flotación dado a su alto poder colector y su bajo costo. Se aplica en la flotación de todos los sulfuros minerales, así como en la concentración de metales nativos de Cu, Au y Ag.

Preparación - En una fiola de 100 ml se disolvió 1.0 g de Xantato Z-11 en agua destilada a temperatura ambiente obteniéndose una concentración de colector de 0.01 g/ml.

b) Reactivo Z-200

Es un reactivo líquido, de color amarillo pálido, soluble en agua y estable en pulpas ácidas y alcalinas fabricado por la Dow Chemical Company.

Es un colector muy selectivo de minerales de cobre, Cu/Zn activado Cu/Fe, etc.

El Z-200 es más costoso que los Xantatos pero su gran selectividad minimiza el volumen del equipo de limpieza y su poder como agente colector es de una fuerza no usual por lo que en las pruebas deben utilizarse en muy pequeñas cantidades.

Preparación - En una fiola de 100 ml se disolvió 1.0 g de Z-200 con agua destilada a temperatura ambiente, obteniéndose una concentración de colector de 0.01 g/ml.

c) Reactivo Aerofloat 208

Es un reactivo sólido de granos uniformes de color gris pálido, fabricado por la American Cyanamid Company. Es fácilmente soluble en agua y es un no espumante.

Es un ditiofosfato dibutílico secundario de sodio y dietílico de sodio. Es uno de los mejores colectores desarrollados para la flotación de elementos metálicos, tales como el oro, plata y cobre. Es muy efectivo para la flotación de oro metálico fino liberado de sulfuros y ganga (U. S. Bureau of Mines Publication, R.I. 3226, Progress Report-Metallurgical Division 2, Gold Recovery Studies).

El Aerofloat 208, también es un colector eficaz para la chalcocita, bornita y covelita.

Preparación - En una fiola de 100 ml se disuelve 1.0 g de Aerofloat 208 con agua destilada a temperatura ambiente, obteniéndose una concentración de colector de 0.01 g/ml.

d) Mezcla (1:1) de Xantato Z-11 y Reactivo Aerofloat 208

En una fiola de 100 ml se disuelve 0.5 g de Xantato Z-11 y 0.5 g de Aerofloat 208 con agua destilada a temperatura ambiente obteniéndose una concentración de mezcla colector de 0.01 g/ml.

Cada uno de estos reactivos de flotación se guardaron a la sombra y en lugar fresco y en depósitos herméticos.

e) *Acido Cresílico*

Es un espumante de uso generalizado en flotación, líquido, de color amarillo parduzco. Su poder espumante varía y está generalmente en relación con su temperatura de destilación. El destilado a menor temperatura produce una espuma más liviana y menos persistente que el destilado a temperaturas mayores.

El ácido cresílico tiene algunas propiedades colectoras, especialmente con minerales fáciles de flotar como el talco, azufre, grafito, molibdenita y carbón. Se usa cuando se requiere una espuma persistente y donde la selectividad no es problema.

f) *Aceite de Pino*

Es también un espumante de flotación, líquido, de color amarillo claro. A 20°C sólo el 2% es soluble en agua. La espuma producida es generalmente más tenaz y persistente que la producida por el ácido cresílico y su mayor desventaja es la tendencia a flotar ganga.

La formación de espuma consiste en la introducción de pequeñas burbujas de aire en la pulpa que va a flotar para luego recolectar dichas burbujas enteras y cargadas de mineral que se encuentran en la superficie de la pulpa. Esto se logra con la introducción de un espumante o agente espumante en la pulpa mineral. Un buen espumante debe tener la propiedad de trasladarse fácilmente a la interfase agua-aire.

3.3 Otros reactivos:

a) Cal Corriente

Se usa en flotación para alcanzar el pH deseado, siempre y cuando la pulpa tenga un pH ácido.

b) Solución de silicato y almidón al 10%.

Se usa para deprimir el cuarzo y otros minerales

C A P I T U L O I I I

DESCRIPCION DEL PROCESO EXPERIMENTAL

El procedimiento experimental a nivel de laboratorio, comprende 4 etapas:

1.0 MEZCLADO

Se toma 500 g del mineral en estudio (relave seco), se agrega 1.0 a 1.5% de sal común y 0.5 a 1.7% de coke. Los tres componentes se mezclan cuidadosamente, en un recipiente de cerámica o de vidrio, con una espátula y con agitación constante, hasta que desaparezca totalmente el color de la sal y de coke, y se llegue a observar pequeños puntos negros distribuidos uniformemente.

2.0 PELETIZACION

La mezcla preparada según se ha indicado anteriormente se peletiza. Este se hizo manualmente en un recipiente circular de cerámica. Este se hace girar lo más uniforme posible en un sólo sentido con cierta inclinación (30 a 45°) hasta obtener pellets aproximadamente del mismo diámetro 3/8 plg. (1.0 cm).

Para una buena peletización se debe rociar ininterrumpidamente agua pulverizada hasta que se observe pellets esféricos y brillosos.

Los pellets que se van obteniendo se colocan en una bandeja, se secan en una estufa de secado eléctrico a una temperatura de 50°C durante 40 min, con movimiento constante de la bandeja para evitar que los pellets se peguen y el secado de los mismos sea uniforme. Después se prosigue el secado a una temperatura de 80°C durante 90 min. Se deja enfriar a temperatura ambiente.

Los pellets así obtenidos deben ser lo suficientemente duros, a la presión entre los dedos.

La mezcla peletizada se pesa.

3.0 SEGREGACION

La segregación propiamente dicha se lleva a cabo en esta etapa.

La muestra peletizada y pesada se introduce en el reactor de segregación y luego se cierra a presión, y para que no haya posibles fugas de gases de reacción se sella con cemento refractario la parte externa de las superficies en contacto de tapa-boca del reactor.

Una vez que la mufla eléctrica marca la temperatura deseada se coloca el reactor cargado dentro de la cámara del horno por 8 min con la compuerta abierta. Es el tiempo denominado de precalentamiento para que la muestra alcance la temperatura deseada. Después se cierra la compuerta por 2 min, luego se toma el tiempo de segregación. Se agita el reactor cada tres min hasta completar el tiempo programado de segregación. Se saca el reactor fuera de la mufla y se enfría bruscamente hasta temperatura ambiente, luego se destapa y se pesa el producto.

4.0 RECUPERACION POR FLOTACION

Los metales en estudio (Ag, Au y Cu) liberados por el Proceso de Segregación se recuperan por el método de flotación. Esta etapa comprende:

4.1. Período de Molienda

La muestra segregada se somete a molienda por espacio de 3 a 5 min en el molino de bolas.

Se prepara una pulpa al 50% en peso y se agrega suficiente cal a la entrada del molino para que la pulpa alcance el pH deseado (10 a 11). Esta etapa de molienda tiene dos finalidades: primero, disgregar las partículas para liberar los metales en estudio que se encuentran depositados sobre la superficie de las partículas de carbón; segundo, para limpiar la superficie de las partículas y de los metales en estudio. También en esta etapa se puede agregar algunos de los reactivos de flotación.

4.2 Período de Acondicionamiento

Después del período de molienda se traslada toda la pulpa a la celda de flotación. Se agrega suficiente agua hasta que alcance un volumen óptimo de flotación. Se cierra el circuito de corriente eléctrica para agitar y acondicionar la pulpa durante 2 min.

En este período se controla el pH para mantenerlo en el valor deseado (pH: 10-11). Luego se agregan los reactivos de flotación:

a) Como colector se puede usar:

- Xantato Z-11
- Z-200
- aerofloat 208 6
- una mezcla de Z-11 y aerofloat

b) Como espumante se pueda usar:

- ácido cresílico
- aceite de pino. 6
- una mezcla de los dos

c) Como agentes depresores se puede usar:

- silicato de sodio
- almidón o
- una mezcla de silicato - almidón

Con una pipeta se mide 1 ml de reactivo colector al 1% y se vierte en la celda de flotación. Se deja acondicionar 2 min y luego se agrega una gota de sustancia espumante, procediendo la flotación.

4.3 Período de Flotación

Seguidamente se insufla aire a la pulpa para la formación de burbujas las cuales ascienden a la interfase pulpa-aire. Estas burbujas deben ser estables, consistentes y cargados de mineral. Con una espátula se procede a retirar recogiendo en una bandeja obteniéndose así el concentrado.

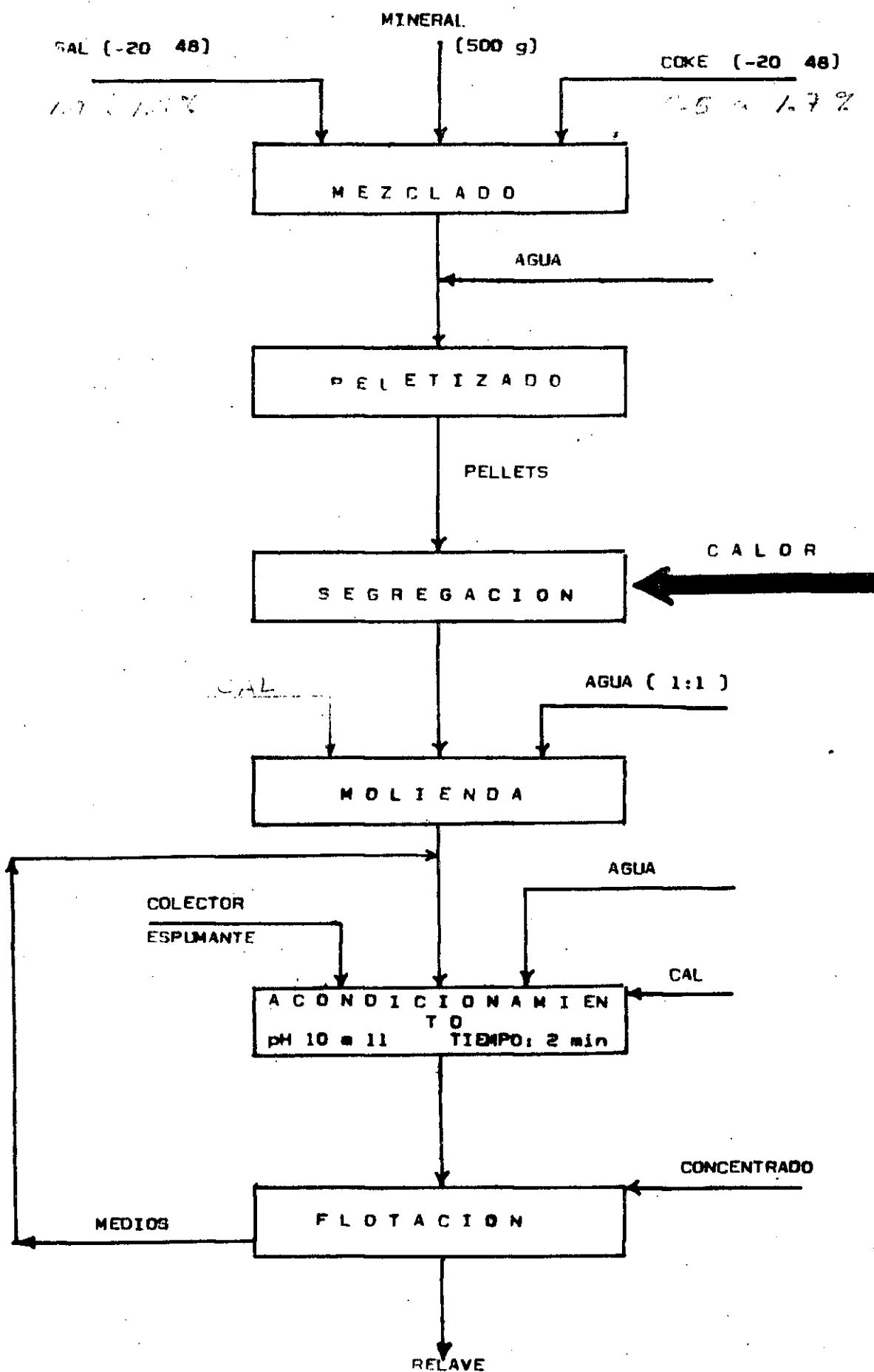
Para la obtención de medios se agregan más reactivos de flotación y cal cuidando siempre mantener el pH establecido en la pulpa; los minerales flotados se recogen en otra bandeja.

El mineral que no ha flotado, la cola o relave es recogido en una tercera bandeja.

4.4 Período de Secado

Las tres bandejas se introducen en una estufa de secado eléctrico para el secado de las partículas a una temperatura de 50°C.

DIAGRAMA DE FLUJO DEL PROCESO EXPERIMENTAL



C A P I T U L O I V

PRUEBAS DE SEGREGACION

1.0 DESCRIPCION Y ANALISIS FISICO DE LA MUESTRA

1.1 Introducción

La muestra en estudio son relaves antiguos de flotación de la unidad minera Sayapullo (Dpto. de La Libertad). La cancha de relaves de la mina Sayapullo se muestreó y se recogió 200 Kg. de mineral.

En el laboratorio de preparación mecánica de minerales del INSTITUTO GEOLOGICO MINERO Y METALURGICO -INGEMMET- Lima, se mezcló toda la muestra recogida disgregando todas las partículas aglomeradas, luego se cuarteó hasta obtener una muestra representativa de aproximadamente 4 Kg. Esta se cuarteó y se distribuyó: 0.500 Kg. para análisis metalúrgico, 0.500 Kg para análisis químico, 1.000 Kg. para análisis granulométrico y 1.000 Kg. para análisis de humedad.

1.2 Aspecto Físico

El relave de Sayapullo es de un color plomo cenizo, con presencia de humedad y aglomerados de hasta 5 cm. de diámetro.

a) Determinación de humedad

La humedad de la muestra es de 4.9%

Se determinó mediante el método indirecto; se tomó 1000 g de mineral y se secó a la temperatura de 100°C, en una estufa de secado eléctrico y se efectuaron las pesadas correspondientes obteniéndose los resultados mostrados en la TABLA 4.1

T A B L A 4.1

DETERMINACION DE HUMEDAD.

P E S O		Humedad (%)
Húmeda (g)	Seca (g)	
1000.0	951.0	4.9

b) Análisis Granulométrico

El análisis granulométrico se efectuó por vía húmeda, se utilizó una muestra seca de 1000 g y tamices de la serie tyler desde la malla 48 hasta la malla 400 incluyendo la intermedia 325. Se obtuvo ocho productos como se detalla en la TABLA 4.2

T A B L A 4.2

ANALISIS GRANULOMETRICO

Malla	Peso (g)	% Peso	% A	Dp (mm)
+48	74.28	7.4	7.4	0.295
- 48+65	135.35	13.5	20.9	0.208
- 65+100	295.79	29.6	50.5	0.147
-100+150	169.99	17.0	67.5	0.104
-150+200	106.28	10.6	78.1	0.074
-200+325	87.85	8.8	86.9	0.044
-325+400	61.67	6.2	93.1	0.037
-400	68.79	6.9	100.00	

% Peso = porcentaje en peso

% A = porcentaje acumulativo en peso

Dp = diámetro medio de las partículas en milímetro

GRAFICO No. 4.2

PORCENTAJE ACUMULATIVO: %A

DIAMETRO DE LA PARTICULA: D_p

D_p vs. %A

DATOS TABLA Nº 4.2

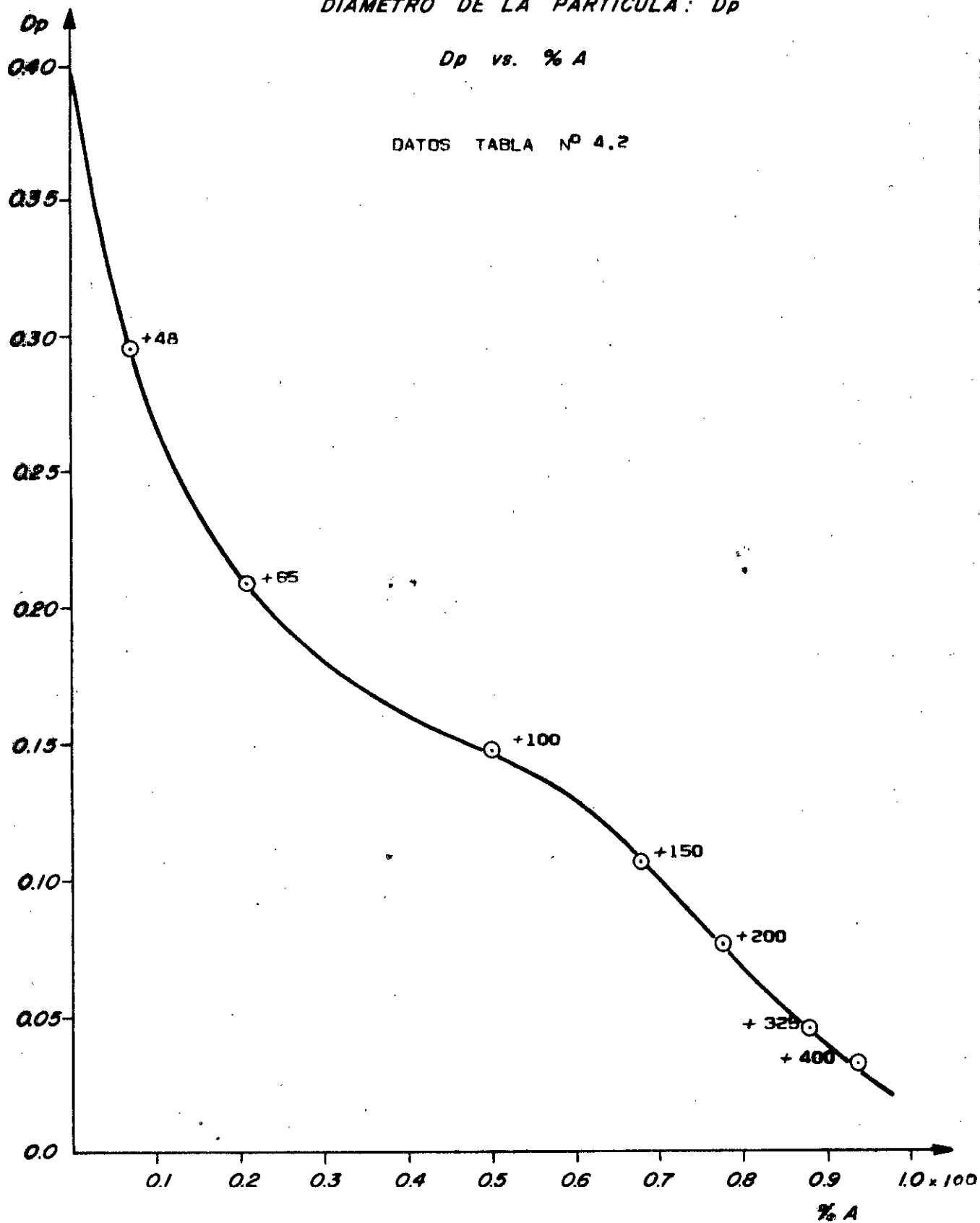
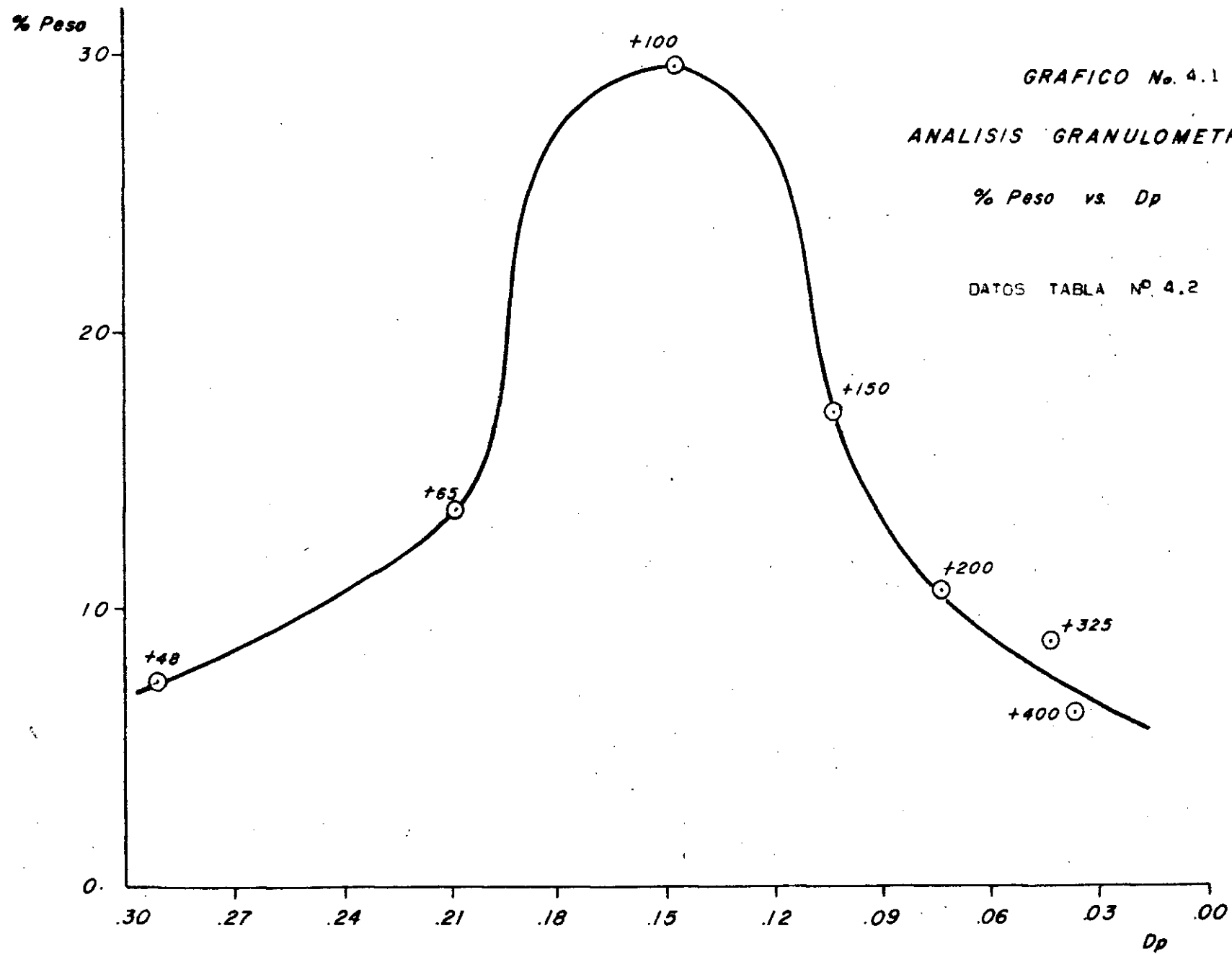


GRAFICO No. 4.1

ANALISIS GRANULOMETRICO

% Peso vs. D_p

DATOS TABLA No. 4.2



2.0 ANALISIS MINERAGRAFICO Y QUIMICO DE LA MUESTRA

2.1 Análisis Minerográfico

El análisis minerográfico, de los relaves de Sayapullo, se realizó con el auxilio del laboratorio de análisis minerográfico de INGEMMET, el mismo que dió los siguientes resultados (TABLA 4.3)

T A B L A 4.3

ANÁLISIS MINERAGRAFICO

ESPECIE	FORMULA
Hematita	Fe_2O_3
Rutilo	TiO_2
Ilmenita	$FeTiO_3$
Pirita	FeS_2
Molibdenita	MoS_2
Esfalerita	ZnS
Ganga (silice)	SiO_2
Enargita	$3Cu_2S \cdot As_2S_5$
Tennantita	$3Cu_2S \cdot As_2S_3$
Luzonita	$Cu_3(As.Sb)S_4$

ENSAMBLES:

Ganga - rutilo

pirita - rutilo

ganga - tennantita

esfalerita - pirita

enargita - tennantita

Del reporte del análisis minerográfico, se observa que aparentemente se tiene ausencia de metales preciosos, Au y Ag, aunque los análisis químicos evidencian su presencia. Esto se explica, en el caso del oro, por la dificultad que existe en

poder localizarlo en la superficie de la briqueta, por la pequeña cantidad que contiene este relave. El elevado porcentaje de pirita hace suponer la presencia de Au y Ag, probablemente como impurezas microscópicas. Con respecto a la Ag, ésta puede encontrarse en pequeñas cantidades en los minerales del grupo tetraédrita (Tennantita y Tetraédrita) pues es conocido que la Ag y el Pb, sustituyen al Cu de estas sales en un mínimo porcentaje, y, lo mismo sucede con la enargita.

La presencia de los intercrecimientos entre ganga-pirita, ganga-tennantita y enargita-tennantita, se presentan como inclusiones las que son difíciles de separar por métodos de flotación.

2.2 Análisis Químico

Se efectuaron los siguientes análisis:

a) Análisis químico de cabeza

Se realizó el análisis por métodos clásicos en una muestra representativa de 0.500 Kg de relave. Los resultados se muestran en la TABLA 4.4

T A B L A 4.4

COMPONENTES	FORMULA	L E Y	
		g/TM	%
Plata	Ag	78.514	
Oro	Au	0.994	
Cobre	Cu		0.12
Plomo	Pb		0.22
Arsénico	As		0.31
Antimonio	Sb		0.04
Zinc	Zn		0.25
Azufre	S		16.00
Manganeso	Mn		0.01
Carbonatos	CO ₃		
Sílice	SiO ₂		50.40
Pirita	FeS ₂		30.00

El mineral en estudio, relave de flotación, que es la muestra de cabeza contiene Ag, Au y Cu. Cuyas leyes son: 78.514 g Ag/TM de mineral, 0.994 g Au/TM de mineral y 0.12% en peso de Cu. Además presenta un alto contenido de sílice y pirita, 50.40 y 30.00% en peso respectivamente.

El relave de flotación en estudio por contener metales preciosos, Cu y sílice es posible su recuperación de elementos valiosos, por el Proceso de Segregación.

b) Análisis químico por malla

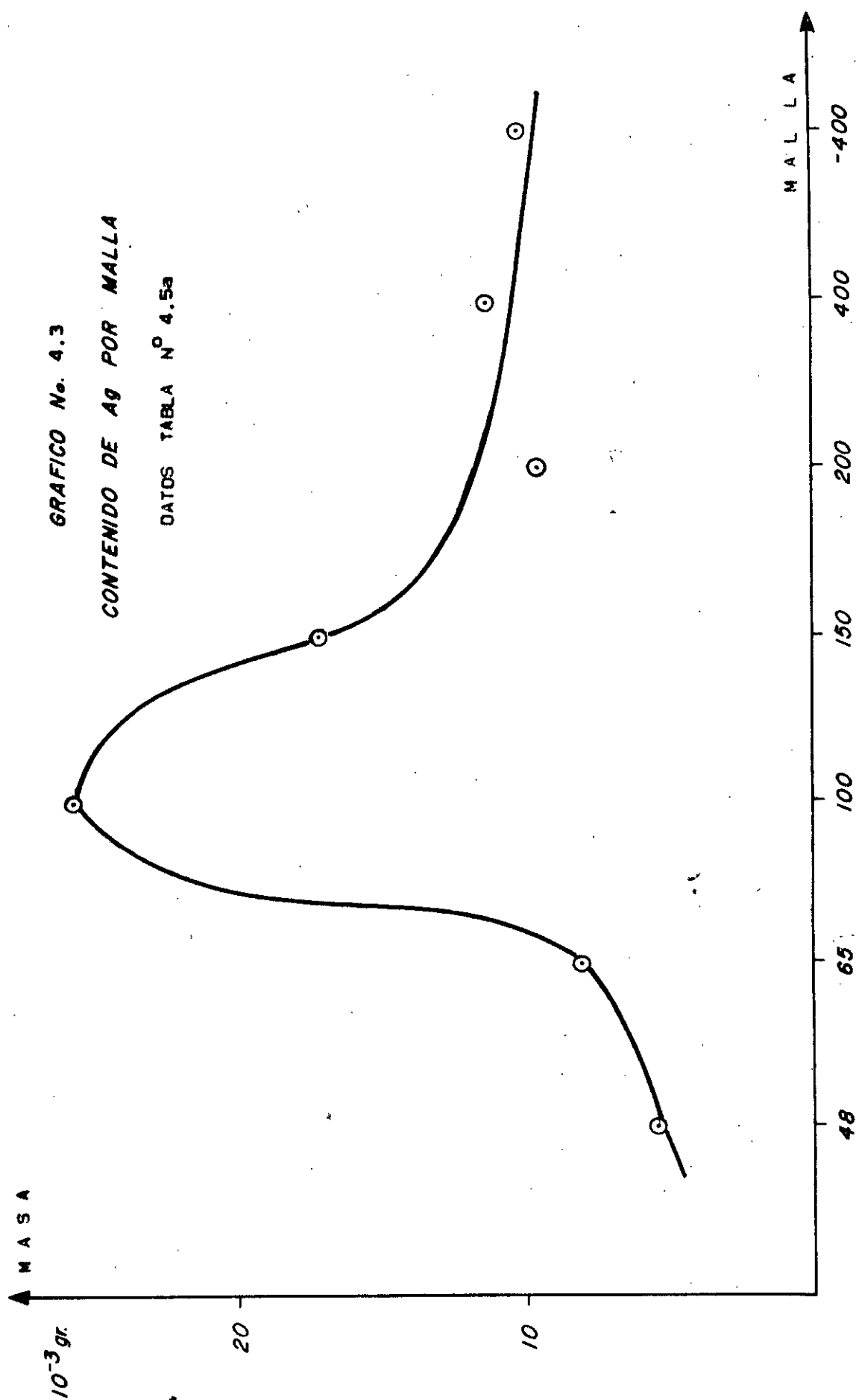
Se analizó las diversas fracciones granulométricas obtenidas del ensayo granulométrico, para reconocimiento de los metales preciosos, Ag y Au, y de Cu en cada malla.

Los análisis de oro y plata han sido efectuados, utilizando el método de análisis por vía seca. El análisis de Cu ha sido determinado por análisis químico volumétrico. Los resultados se muestran en las TABLAS 4.5a, b, c.

T A B L A 4.5a

DISTRIBUCION DE PLATA POR MALLA

MALLA #	PESO (g)	LEV (onz/Tc)	PESO Ag ($\times 10^{-3}$ g)	LEV (g / TM)
+48	74.28	2.19	5.572	
-48 +65	135.35	1.73	8.021	
-65 +100	295.79	2.54	25.735	
-100+150	169.99	2.95	17.177	
-150+200	106.28	2.61	9.502	87.74
-200+325	87.85	2.09	6.289	
-325+400	61.67	2.47	5.218	
-400	68.79	4.34	10.226	
TOTAL MUESTRA	1000.00		87.740	



T A B L A 4.5b

DISTRIBUCION DE ORO POR MALLA

MALLA #	PESO (gr)	LEV (onz/Tc)	PESO Au (x 10 ⁻⁵ gr)	LEV gr/TM
+ 48	74.28	0.020	5.089	
- 48+ 65	135.35	0.029	13.445	
- 65+100	295.79	0.029	29.383	
-100+150	169.99	0.058	33.772	
-150+200	106.28	0.044	16.018	1.26
-200+325	87.85	0.029	8.727	
-325+400	61.67	0.044	9.295	
-400	68.79	0.044	10.368	
TOTAL MUESTRA	1000.00		126.097	

T A B L A 4.5c

DISTRIBUCION DE COBRE POR MALLA

MALLA #	PESO (gr)	LEV (% peso)	PESO Cu (10 ⁻² gr)	LEV %
+ 48	74.28	0.122	9.062	
- 48+ 65	135.35	0.122	16.512	
- 65+100	295.79	0.122	36.086	
-100+150	169.99	0.160	27.198	
-150+200	106.28	0.122	12.966	0.118
-200+325	87.85	0.080	7.028	
-325+400	61.67	0.020	1.234	
-400	68.79	0.122	8.390	
TOTAL MUESTRA	1000.00		118.478	

GRAFICO No. 4.4
CONTENIDO DE ORO POR MALLA

DATOS TABLA N° 4.5b

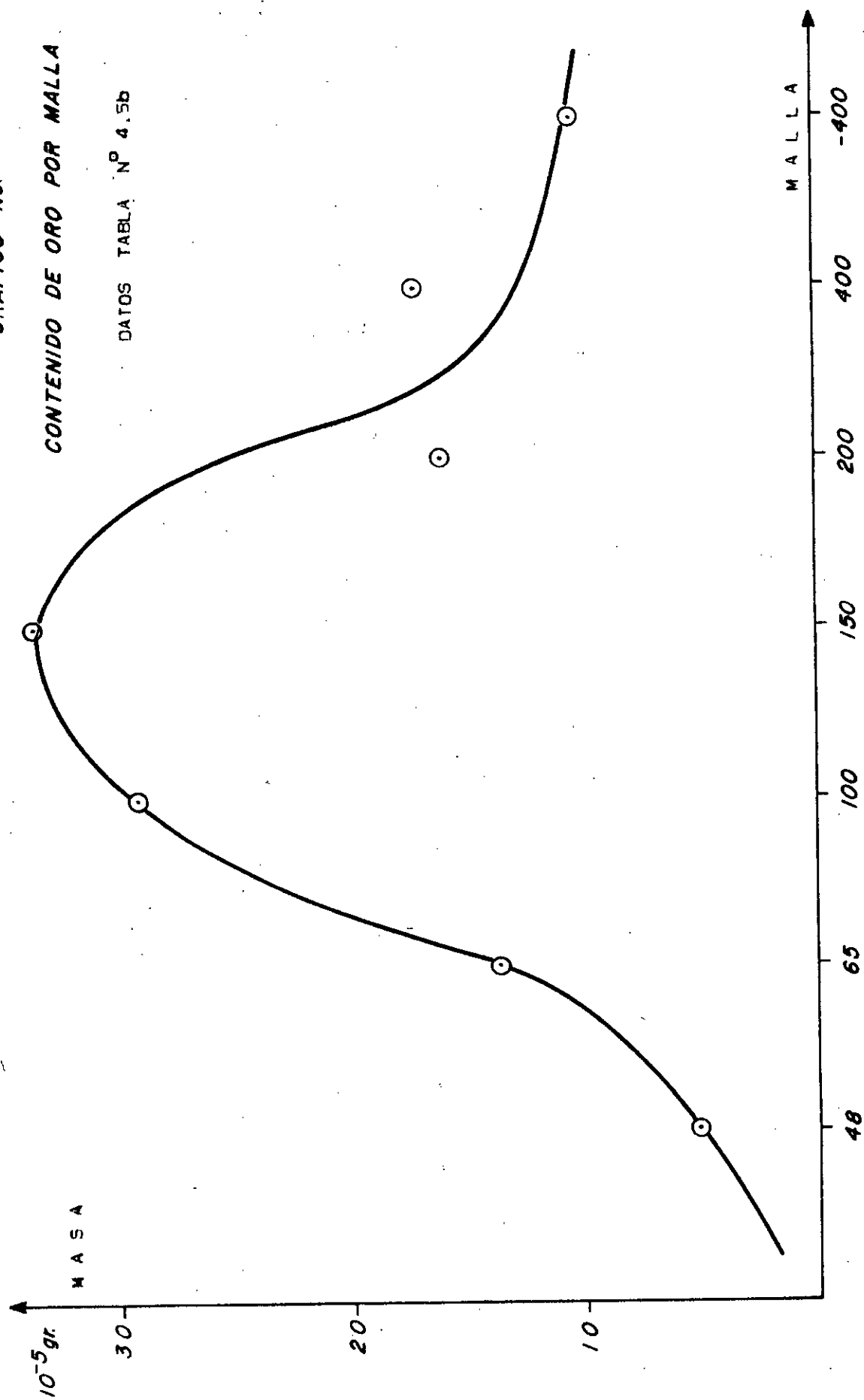
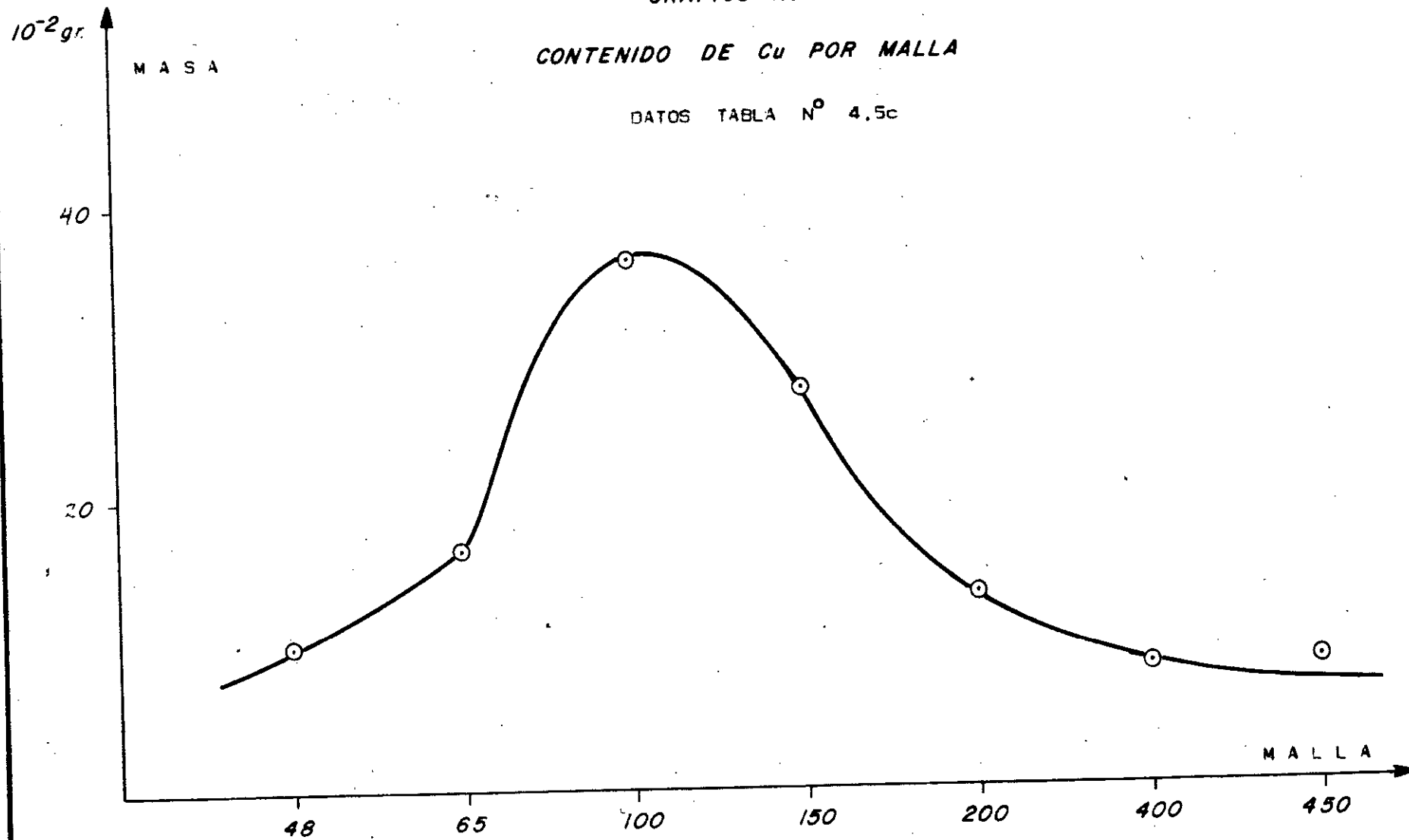


GRAFICO No. 4.5

CONTENIDO DE Cu POR MALLA

DATOS TABLA N° 4.5c



3.0 PREPARACION Y CORRIDAS DE LA PRUEBA DE SEGREGACION

3.1 Preparación de Muestras

Se preparó 26 muestras, con mineral de relave, por cuarteo; cada uno de 500 g. Cada muestra se colocó en una bolsa de polietileno previamente numerada, luego se agregó sal y coque según el cuadro de la TABLA 4.6. El contenido de cada bolsa se mezcló y se peletizó según lo señalado en el CAPITULO III.

3.2 Corridas de las Pruebas de Segregación

Se corrieron 26 pruebas de Segregación. Para cada prueba se programó el tiempo de retención y temperatura, etc. de segregación, según la TABLA 4.7

T A B L A 4.6

CONTENIDO DE CADA MUESTRA

PRUEBA No.	MUESTRA (gr.)	SAL (gr.)	COKE (gr.)
1	500	5.0	2.5
2	500	7.5	4.5
3	500	5.0	6.5
4	500	7.5	8.5
5	500	5.0	6.5
6	500	7.5	8.5
7	500	5.0	2.5
8	500	5.0	6.5
9	500	7.5	8.5
10	500	5.0	2.5
11	500	7.5	4.5
12	500	7.5	8.5
13	500	5.0	2.5
14	500	7.5	4.5
15	500	5.0	6.5
16	500	5.0	2.5
17	500	7.5	8.5
18	500	7.5	8.5
19	500	5.0	6.5
20	500	5.0	6.5
21	500	7.5	4.5
22	500	5.0	2.5
23	500	7.5	8.5
24	500	7.5	8.5
25	500	7.5	4.5
26	500	5.0	6.5

T A B L A 4.7

PARAMETROS DE LA SEGREGACION

PRUEBA No.	TEMPERATURA °C	SAL (% en peso)	COKE	RELACION R (Coke-Sal)	TIEMPO DE RE- TENCION (mín)
1	650	1.0	0.5	0.50	25
2	680	1.5	0.9	0.60	50
3	710	1.0	1.3	1.30	75
4	740	1.5	1.7	1.13	25
5	680	1.0	1.3	1.30	25
6	710	1.5	1.7	1.13	50
7	740	1.0	0.5	0.50	25
8	650	1.0	1.3	1.30	50
9	680	1.5	1.7	1.13	75
10	710	1.0	0.5	0.50	25
11	740	1.5	0.9	0.60	50
12	650	1.5	1.7	1.13	25
13	680	1.0	0.5	0.50	50
14	710	1.5	0.9	0.60	25
15	740	1.0	1.3	1.30	50
16	680	1.0	0.5	0.50	25
17	710	1.5	1.7	1.13	25
18	680	1.5	1.7	1.13	25
19	680	1.0	1.3	1.30	50
20	710	1.0	1.3	1.30	50
21	710	1.5	0.9	0.60	50
22	680	1.0	0.5	0.50	75
23	680	1.5	1.7	1.13	50
24	710	1.5	1.7	1.13	75
25	710	1.5	0.9	0.60	75
26	710	1.0	1.3	1.30	25

4.0 MOLIENDA Y FLOTACION DEL PRODUCTO

Cumplida la etapa de segregación, el oro y la plata se recuperó por FLOTACION, siguiendo el método descrito en el CAPITULO III.

Las pruebas preliminares de Flotación, se realizó probando diferentes colectores o mezcla de ellos y agentes depresores mencionados anteriormente. Se seleccionó como colector XANTATO Z-11, como espumante Acido Cresílico y para elevar la alcalinidad de la pulpa, cal corriente.

En la TABLA 4.8 se muestra para cada prueba el grado de alcalinidad y la cantidad en peso, gastado, de los reactivos de flotación por TM de mineral estudiado, durante la recuperación de plata y oro por flotación.

El concentrado y el relave de flotación se analizaron para el reconocimiento químico de sus metales Ag y Au.

La TABLA 4.9 nos muestra la ley y la distribución de plata y oro en el concentrado y relave. También, nos da el porcentaje de recuperación de cada uno de los metales en estudio.

T A B ' L A 4.8

ALCALINIDAD Y GASTOS DE REACTIVOS DE FLOTACION POR PRUEBA

PRUEBA No.	XANTATO Z-11 gr/TM	AC. CRESILICO Kg/TM	CAL CORRIENTE Kg/TM	pH
1	32.0	1.79	11.0	10.8
2	30.0	1.87	10.8	10.7
3	22.0	1.25	9.0	10.5
4	40.0	1.35	11.0	11.2
5	29.0	1.35	10.4	11.4
6	29.0	1.12	9.4	11.5
7	28.0	1.25	10.0	11.3
8	30.0	1.35	10.0	11.2
9	27.0	1.23	8.2	11.5
10	24.0	1.35	9.4	11.5
11	30.0	1.25	8.0	11.2
12	23.0	1.18	7.6	11.3
13	28.0	1.18	8.4	11.5
14	21.0	1.20	8.5	11.3
15	21.0	1.20	8.2	11.3
16	26.0	1.30	9.0	11.2
17	30.0	1.20	10.0	11.3
18	27.0	1.25	9.0	11.1
19	28.0	1.30	10.0	11.4
20	26.0	1.25	9.4	11.3
21	27.0	1.35	9.0	11.2
22	29.0	1.25	9.4	11.5
23	27.0	1.25	9.4	11.5
24	27.0	1.35	9.0	11.2
25	25.0	1.35	9.5	11.2
26	24.0	1.30	9.4	11.3

T A B L A 4.9

METALES		P L A T A			U R O		
PRUEBA No.	% PESO	LEV gm/TM	DISTRIBUCION gm/TM	RECUPERACION %	LEV gm/TM	DISTRIBUCION gm/TM	RECUPERACION %
1	CONCENTRADO	22.4					
	RELAVE	77.76					
	TOTAL	100.00					
2	CONCENTRADO	19.59					
	RELAVE	80.41					
	TOTAL	100.00					
3	CONCENTRADO	15.04					
	RELAVE	84.96					
	TOTAL	100.00					
4	CONCENTRADO	18.28					
	RELAVE	81.72					
	TOTAL	100.0					
5	CONCENTRADO	14.77					
	RELAVE	85.23					
	TOTAL	100.00					
6	CONCENTRADO	19.26					
	RELAVE	80.74					
	TOTAL	100.00					
7	CONCENTRADO	16.62					
	RELAVE	83.38					

8	CONCENTRADO	14.37	280.6	40.32	50.58	4.60	0.6610	64.20
	RELAVE	85.63	46.0	39.39		0.43	0.3686	
	TOTAL	100.00		79.71			1.0296	
9	CONCENTRADO	14.05	310.0	43.56	56.30	5.20	0.7306	73.28
	RELAVE	85.95	40.5	34.81		0.31	0.2664	
	TOTAL	100.00		77.76			0.9985	
10	CONCENTRADO	14.18	282.1	40.0	51.44	4.50	0.6381	63.91
	RELAVE	85.82	44.0	37.76		0.42	0.3604	
	TOTAL	100.00		77.76			0.9985	
11	CONCENTRADO	13.16	336.6	44.30	55.56	5.20	0.6975	70.26
	RELAVE	86.84	40.8	35.43		0.34	0.2952	
	TOTAL	100.00		79.73			0.9927	
12	CONCENTRADO	8.63	440.9	38.05	49.20	6.66	0.5748	60.54
	RELAVE	91.37	43.0	39.29		0.41	0.3746	
	TOTAL	100.00		77.34			0.7090	
13	CONCENTRADO	12.66	338.0	42.78	53.90	5.60	0.7090	73.02
	RELAVE	87.34	41.9	36.59		0.30	0.2620	
	TOTAL	100.00		79.37			0.9710	
14	CONCENTRADO	11.40	312.0	35.57	44.93	6.10	0.6954	69.71
	RELAVE	88.60	49.2	43.59		0.34	0.3012	
	TOTAL	100.00		79.16			0.9976	

15	CONCENTRADO	16.64	290.4	48.32	57.99	4.30	0.7155	71.63
	RELAVE	83.36	42.04	35.01		0.34	0.2334	
	TOTAL	100.00		83.33			0.9489	
16	CONCENTRADO	23.73	177.5	42.12	53.50	2.80	0.6544	63.54
	RELAVE	76.27	48.0	36.61		0.50	0.3313	
	TOTAL	100.00		78.73			1.0457	
17	CONCENTRADO	16.04	262.1	42.04	53.80	4.20	0.6737	70.86
	RELAVE	83.96	43.0	36.10		0.33	0.2771	
	TOTAL	100.00		78.14			0.9508	
18	CONCENTRADO	18.24	247.5	45.14	56.79	3.90	0.7114	68.51
	RELAVE	81.76	42.0	34.34		0.40	0.3270	
	TOTAL	100.00		79.48			1.0384	
19	CONCENTRADO	15.56	314.7	48.97	61.70	4.80	0.7164	72.23
	RELAVE	84.44	36.0	30.40		0.34	0.2371	
	TOTAL	100.00		79.37			1.0340	
20	CONCENTRADO	13.06	388.0	50.67	62.48	6.00	0.7336	73.80
	RELAVE	86.94	35.0	30.43		0.32	0.2782	
	TOTAL	100.00		81.10			1.0518	
21	CONCENTRADO	17.48	261.0	45.62	58.03	4.80	0.8390	71.77
	RELAVE	82.52	40.0	33.0		0.40	0.3301	
	TOTAL	100.00		78.62			1.1591	

22	CONCENTRADO	15.08	274.0	41.32	53.08	5.30	0.7992	72.32
	RELAVE	84.92	43.0	36.52		0.36	0.3057	
	TOTAL	100.00		77.84			1.1051	
23	CONCENTRADO	14.62	308.0	45.03	58.12	5.50	0.8041	73.47
	RELAVE	85.38	38.0	32.44		0.34	0.2903	
	TOTAL	100.00		77.47			1.0944	
24	CONCENTRADO	16.28	300.0	48.84	59.32	4.20	0.6838	70.61
	RELAVE	83.72	40.0	33.49		0.34	0.2846	
	TOTAL	100.00		82.33			0.9684	
25	CONCENTRADO	15.79	303.0	47.84	57.49	4.70	0.7421	71.58
	RELAVE	84.21	42.0	35.37		0.35	0.2947	
	TOTAL	100.00		83.21			1.0368	
26	CONCENTRADO	11.65	426.0	49.63	60.29	6.20	0.7293	71.24
	RELAVE	88.35	37.0	32.69		0.33	0.2916	
	TOTAL	100.00		82.32			1.0139	

C A P I T U L O V

EVALUACION DE RESULTADOS

1.0 SOBRE EL MEZCLADO Y LA PELETIZACION

Por la operación de mezclado se logra homogenizar los reactivos (sal y coke) con el mineral en estudio (relave de flotación) y por la peletización se consigue que cada pellets sea resistente al golpe, difícil de disgregar; además aquella representa una fracción pequeña que tiene la misma composición que el todo.

2.0 SOBRE LA SEGREGACION Y FLOTACION

Durante la Segregación todos los pellets y cada uno de ellos dentro del reactor están sometidos uniformemente a los mismos cambios físicos: Temperatura alta y tiempo de segregación; y cambios químicos: Cloruración y reducción, etc. Entonces para lograr una buena segregación se necesita combinar convenientemente los siguientes factores: Temperatura, relación coke/sal y tiempo.

El Mineral en estudio (relaves de flotación) después del proceso de Segregación se flota para concentrar los metales preciosos (Ag y Au) separándolos de la materia estéril. Esto requiere de un conocimiento adecuado de las técnicas de flotación.

2.1 Factor Temperatura

a) Temperatura Óptima de Segregación

PLATA

Para un tiempo de 25 min de Segregación (Gráfico 5.1) la temperatura óptima es de $690 \pm 10^{\circ}\text{C}$. Para cada relación coke/sal (factor R) se presenta su propia curva de porcentaje de recuperación Vs temperatura. Una primera observación muestra una relación correcta de la relación coke/sal y el porcentaje de recuperación.

GRAFICO Nº 5.1

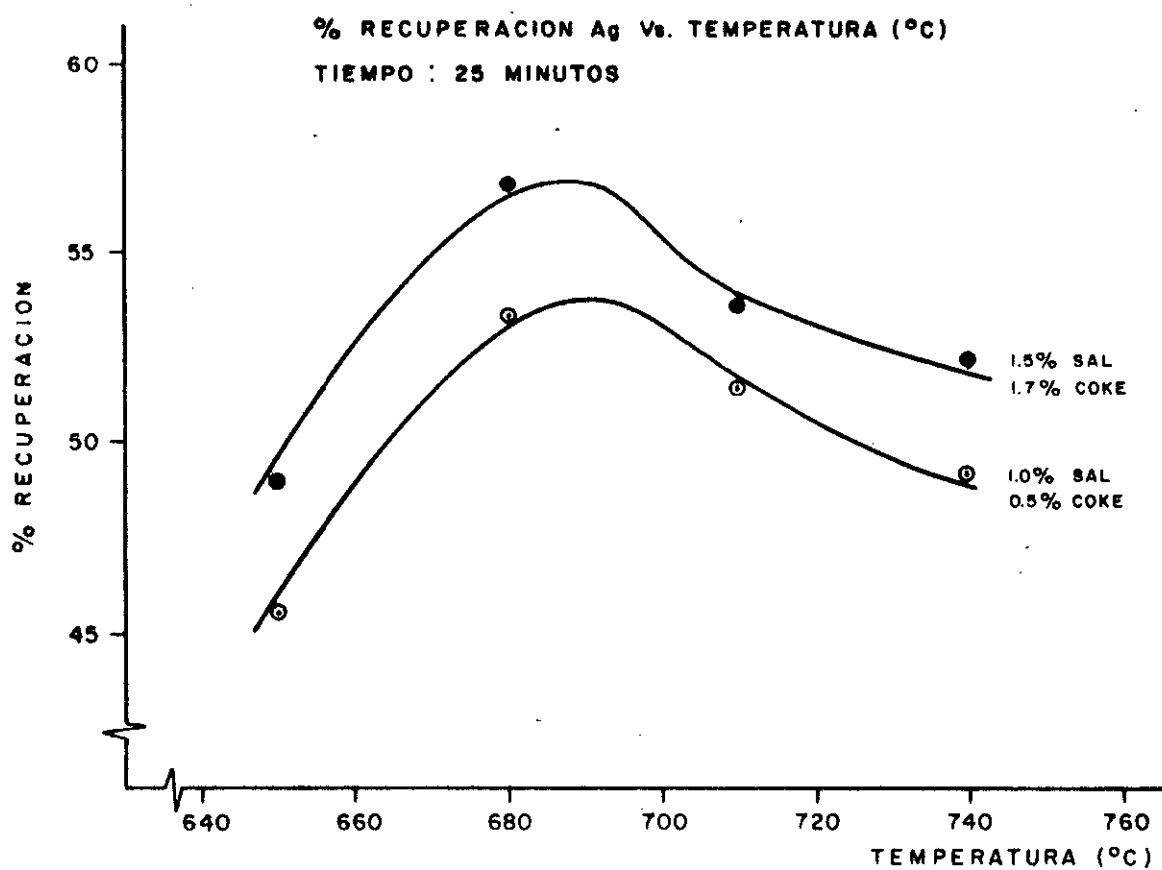
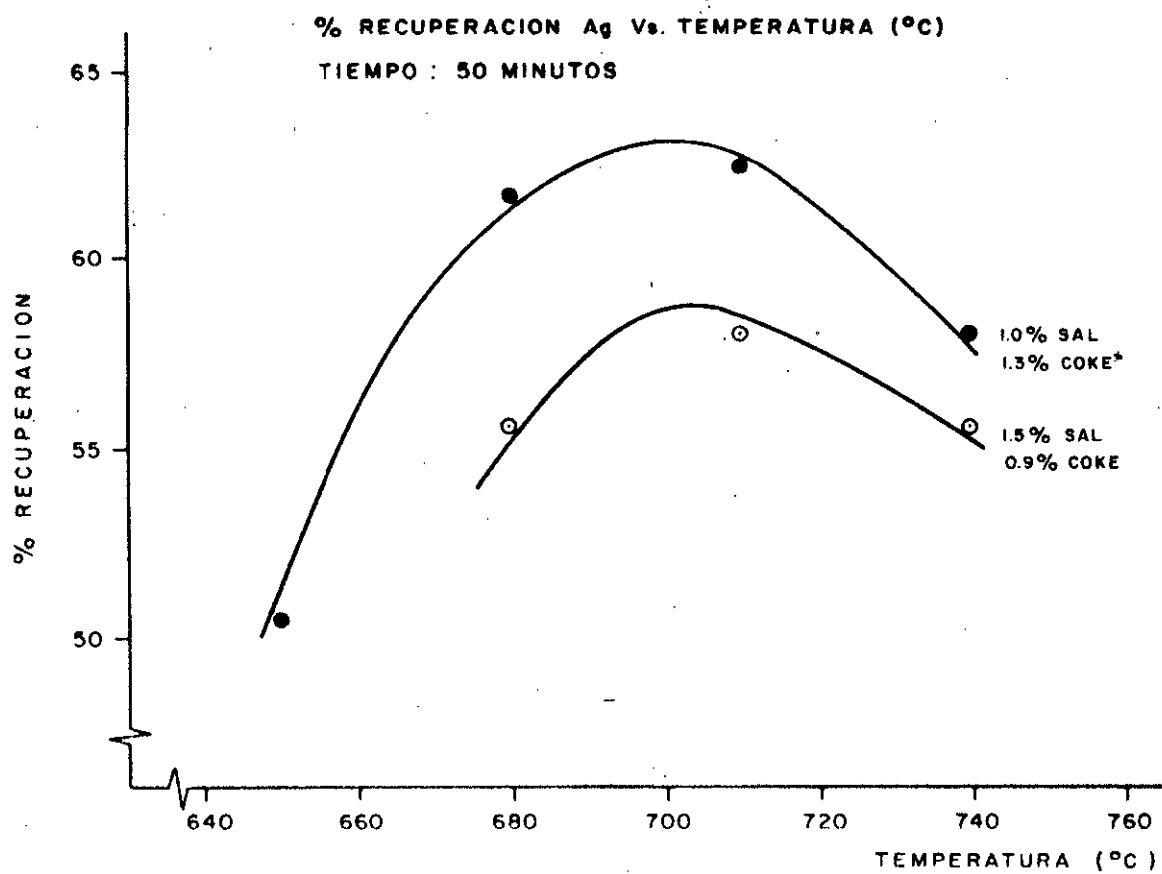


GRAFICO Nº 5.2



Para un tiempo de 50 min de Segregación (Gráfico 5.2) la temperatura óptima es de $700 \pm 10^{\circ}\text{C}$. De la misma manera que el párrafo anterior cuando la relación coke/sal es menor existe un menor porcentaje de recuperación.

De la comparación de los dos gráficos se concluye que la temperatura óptima de Segregación para la plata del mineral en estudio es $700 \pm 10^{\circ}\text{C}$ y habrá una buena recuperación cuando la relación coke/sal sea mayor que 1.3 y un porcentaje de sal de 1.0%.

O R O

Para un tiempo de 25 min de Segregación (Gráfico 5.3) la temperatura óptima es de 720°C . Para cada R (Coke/sal) se presenta su propia curva de porcentaje de recuperación Vs temperatura. A partir de la cual se deduce que cuanto menor sea la relación coke/sal habrá una menor recuperación.

Cuando el tiempo de Segregación es de 50 min (Gráfico 5.4) la temperatura óptima es de $700 \pm 10^{\circ}\text{C}$. Igualmente se observa que cuanto mayor sea la relación coke/sal hay una mayor recuperación.

De la observación de los dos gráficos se concluye que la temperatura óptima de Segregación de Oro para el mineral en estudio es de $700 \pm 10^{\circ}\text{C}$ y ocurrirá una buena recuperación para una relación coke/sal mayor que 1.3 y un porcentaje de sal de 1.0%

b) Influencia del aumento de Temperatura

PLATA

De los gráficos 5.1 y 5.2 se determina que la temperatura óptima de Segregación es $700 \pm 10^{\circ}\text{C}$, cuando las condiciones de operación son: tiempo 50 min y $R = 1.3$ (1.3% coke - 1.0% sal) además se obtiene una recuperación de 63.2% de plata de su relave.

GRAFICO Nº 5.3

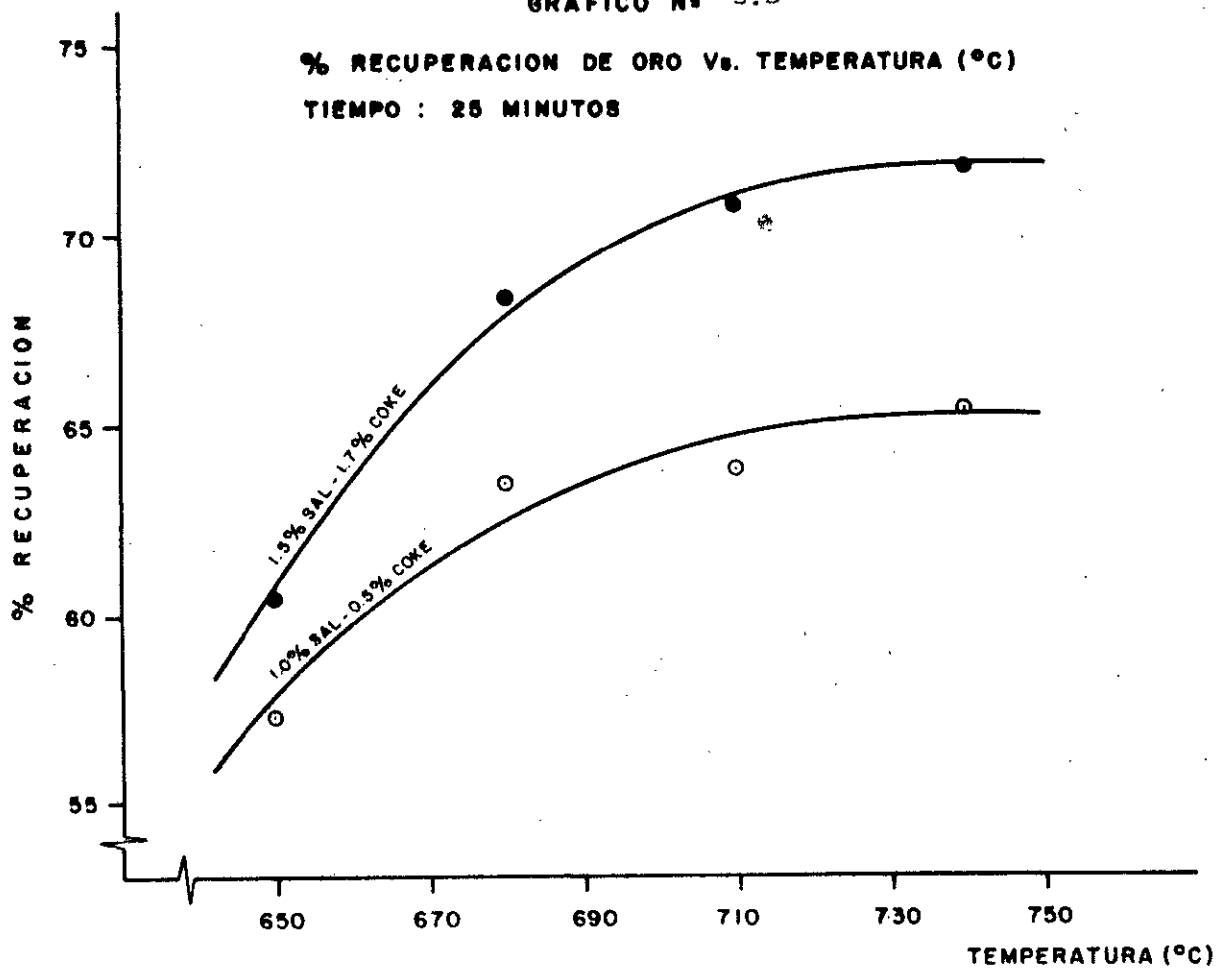
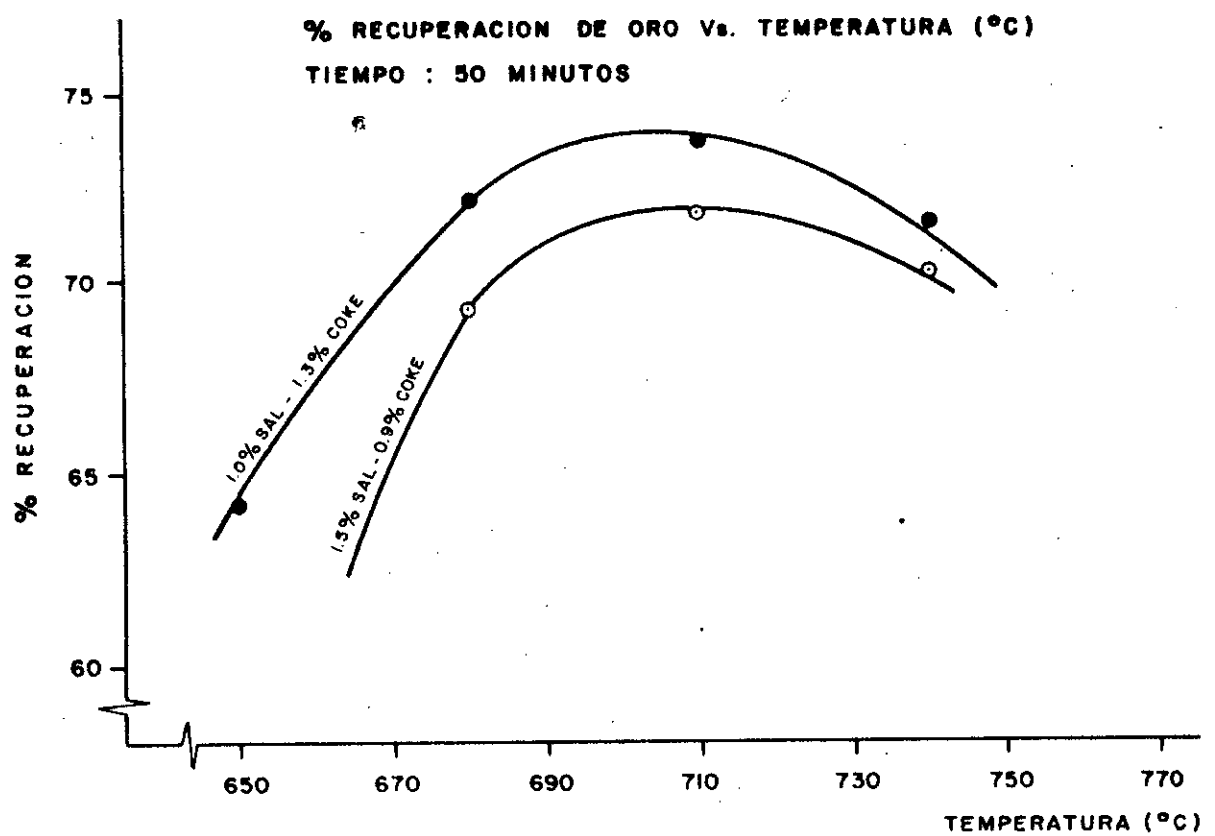


GRAFICO Nº 5.4



En general para diferentes valores de R (coke/sal) y tiempo, si la temperatura de segregación es mayor de 710°C el porcentaje de recuperación de plata disminuye.

O R O

De los gráficos 5.3 y 5.4 se observa que la temperatura óptima de Segregación es $700 \pm 10^\circ\text{C}$ cuando las condiciones de operación son: tiempo 50 min y $R = 1.3$ (1.3% coke - 1.0% sal), también se obtiene una recuperación de 74.0% de oro de su relave.

Comparando los gráficos 5.3 y 5.4 se deduce que para un tiempo de segregación de 25 min el oro necesita una temperatura mayor de 720°C para lograr una buena recuperación a diferentes valores de R (coke/sal). Por otro lado para un tiempo de 50 min de segregación y una temperatura mayor de 710°C el porcentaje de recuperación de oro de su relave disminuye.

En resumen a temperaturas mayores de 710°C el porcentaje de recuperación de Ag y Au disminuyen debido probablemente a la disolución de estos metales en la ganga (sílice) o a la reducción de los mismos en la pirita debido a los gases de reacción. De esta manera los metales segregados se pierden en las colas de flotación.

2.2 Factor R (coke/sal)

PLATA

La Segregación de Plata a 680°C (Gráfico 5.5) mejora su recuperación para una relación (coke/sal) mayor que 1.3 (1% de sal).

Cuanto mayor es el tiempo de Segregación, mayor es el porcentaje de recuperación.

GRAFICO Nº 5.5

% RECUPERACION Ag Vs. R (COKE/SAL)
TEMPERATURA : 680°C

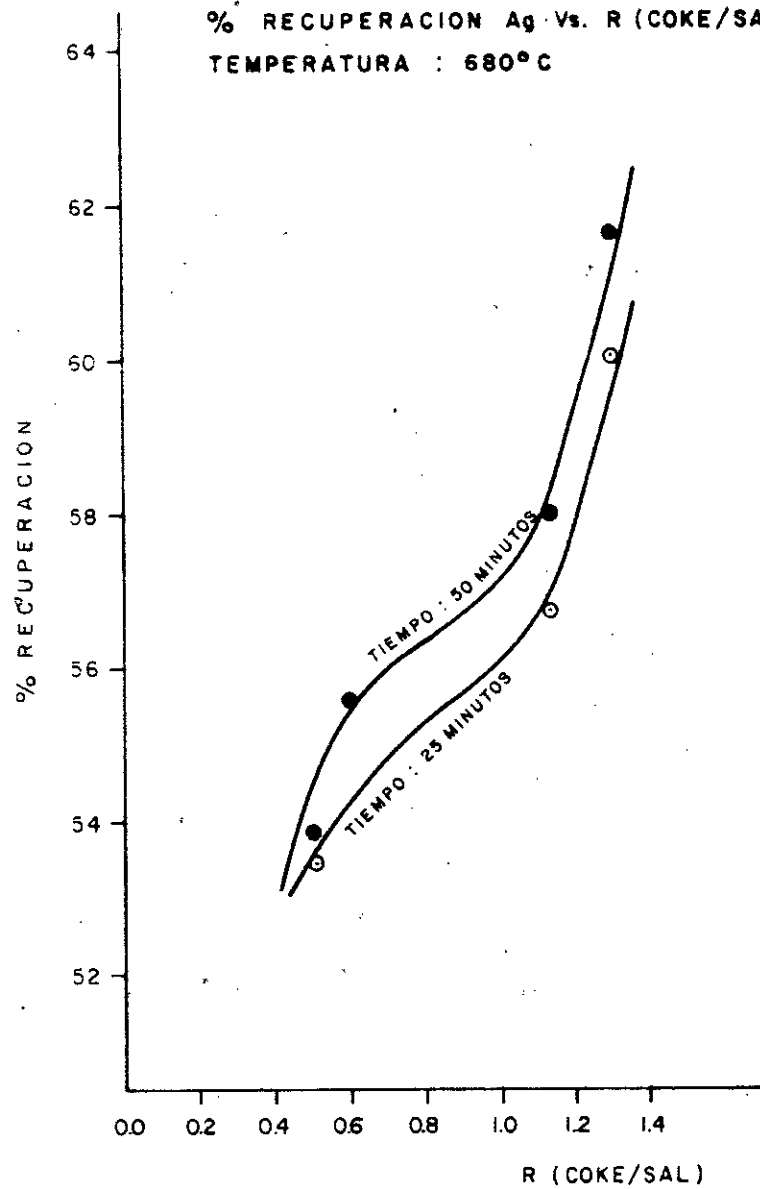
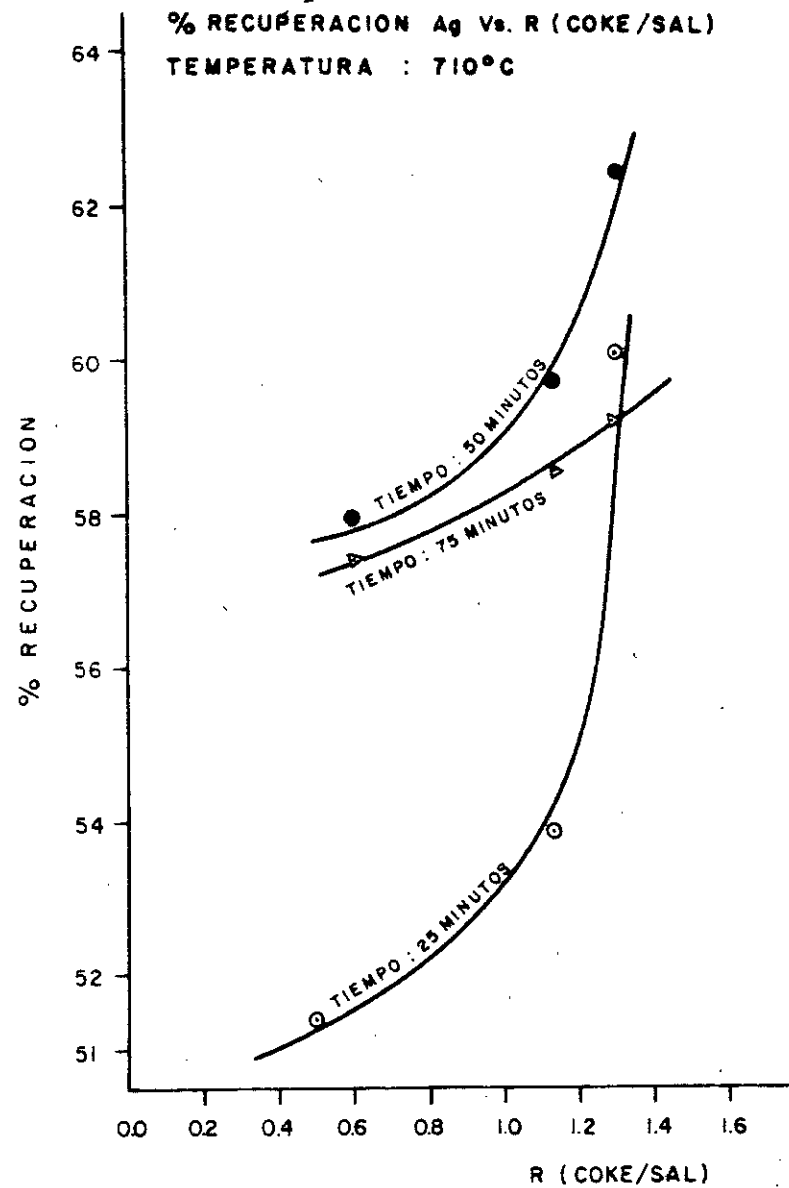


GRAFICO Nº 5.6

% RECUPERACION Ag Vs. R (COKE/SAL)
TEMPERATURA : 710°C



Para una Segregación a 710°C (Gráfico 5.6) la recuperación aumenta cuando la relación (coke/sal) es mayor que 1.3 (1.0% de sal).

El tiempo de Segregación no debe sobrepasar los 50 minutos. Dentro de este límite se observa que a mayor tiempo de Segregación mayor es el porcentaje de recuperación.

En resumen la relación (coke/sal) óptimo para una buena segregación de Ag del mineral en estudio es 1.3 para 1.0% de sal.

O R O

Para una Segregación a 680°C (Gráfico 5.7) la recuperación aumenta cuando la relación coke/sal es de 1.3 para 1.0% de sal. A mayor tiempo de Segregación mayor es el porcentaje de recuperación.

Para una Segregación a 710°C (Gráfico 5.8) la recuperación de oro es mayor cuando la relación coke/sal es mayor que 1.3 para 1.0% de sal.

El tiempo de Segregación apropiado obtenido experimentalmente es 50 min. Pudiendo establecerse que dentro de este límite a mayor tiempo de Segregación es mejor el porcentaje de recuperación.

En resumen la relación (coke/sal) óptimo para una buena Segregación de oro del mineral en estudio es de 1.3 cuando la sal interviene en 1.0%

2.3 Factor Tiempo

PLATA

Para una temperatura de 680°C (Gráfico 5.9) el tiempo óptimo de Segregación es de 43 min. En adición a ello cuando la relación coke/sal disminuye, el porcentaje de recuperación también disminuye.

GRAFICO Nº 5.7

% RECUPERACION DE ORO Vs. R (COKE/SAL)
TEMPERATURA : 680°C

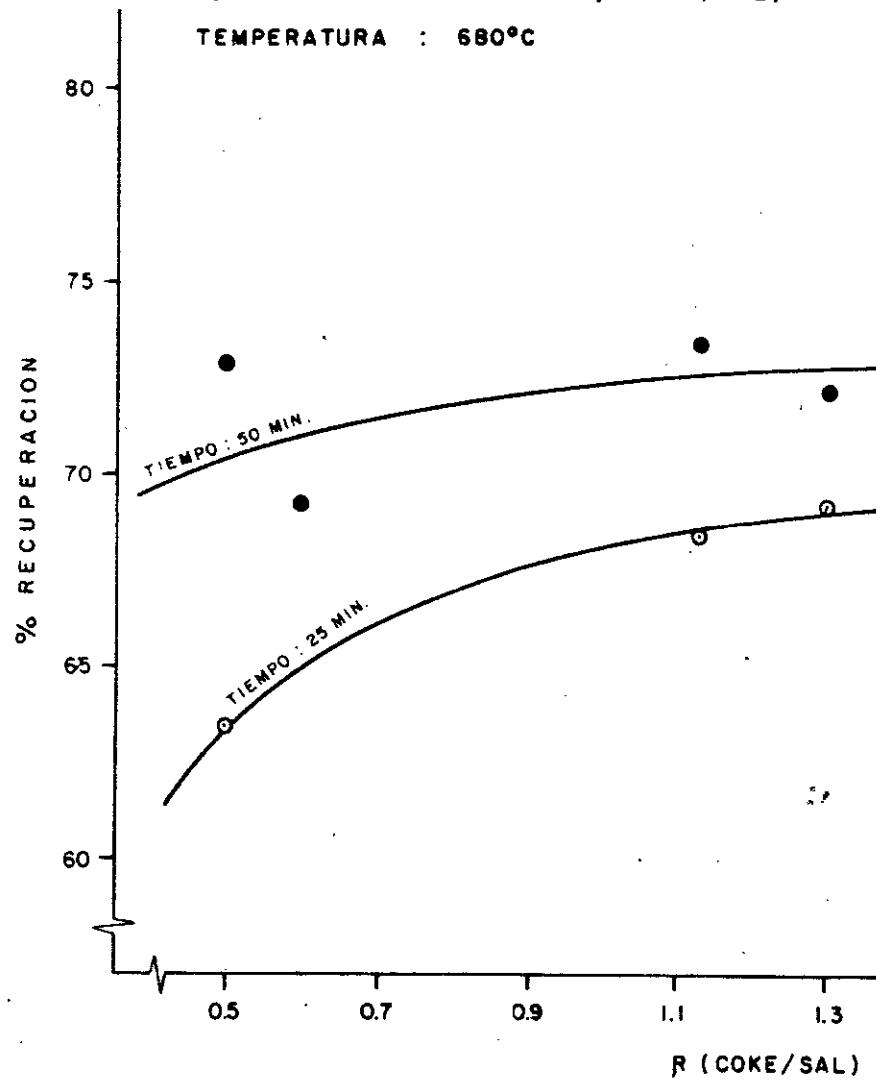


GRAFICO Nº 5.8

% RECUPERACION DE ORO Vs. R (COKE/SAL)
TEMPERATURA : 710°C

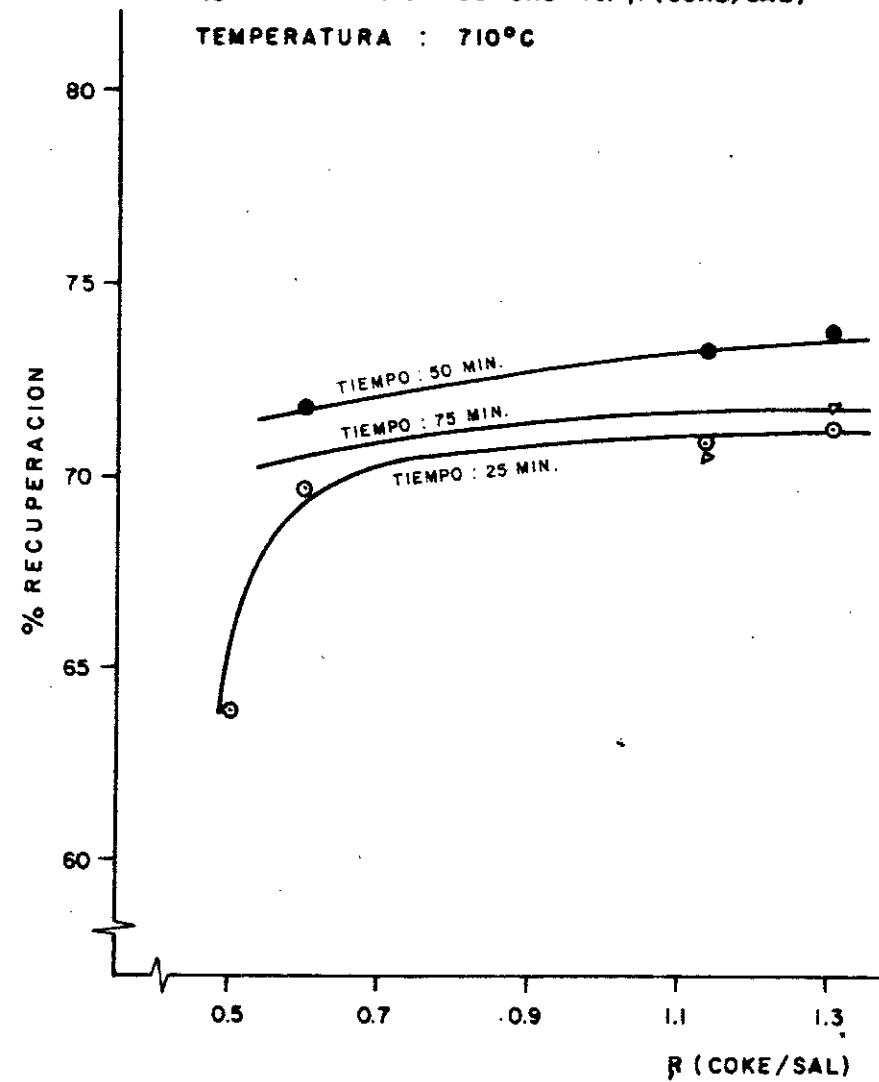


GRAFICO Nº 5.9

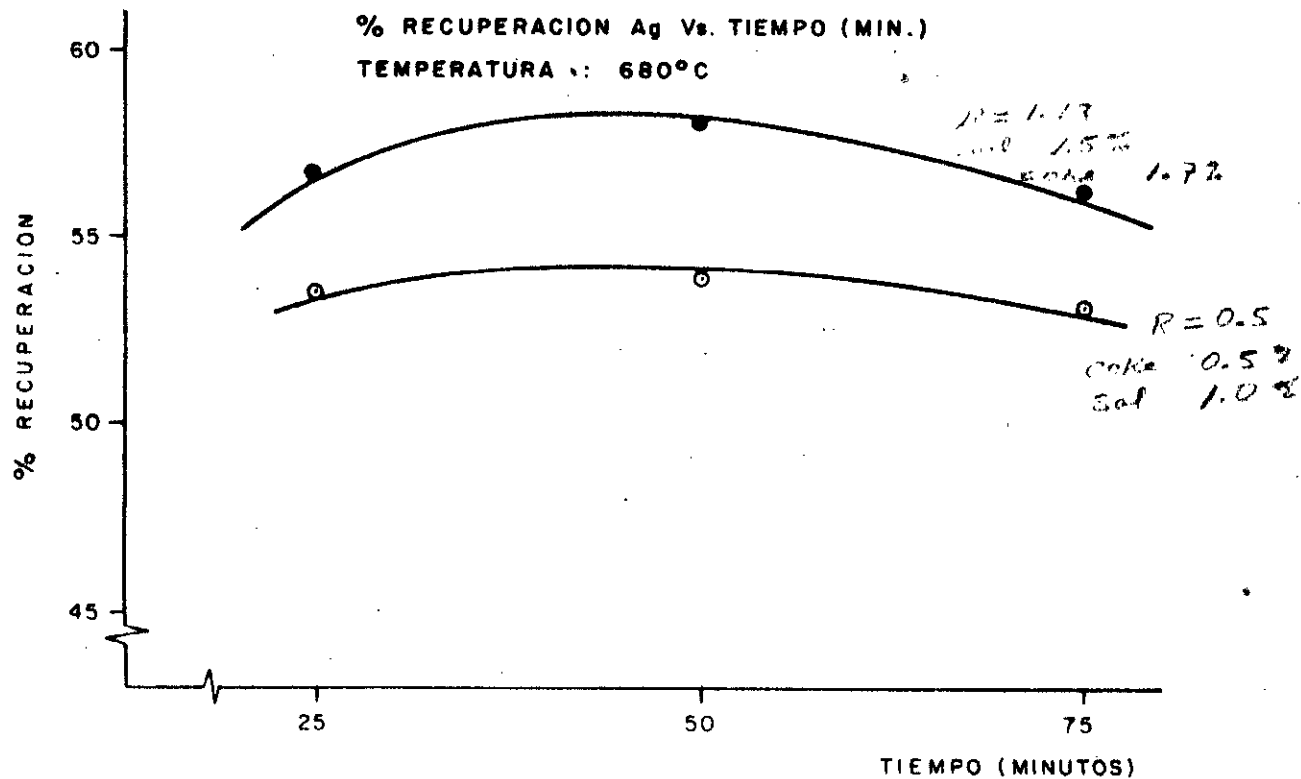
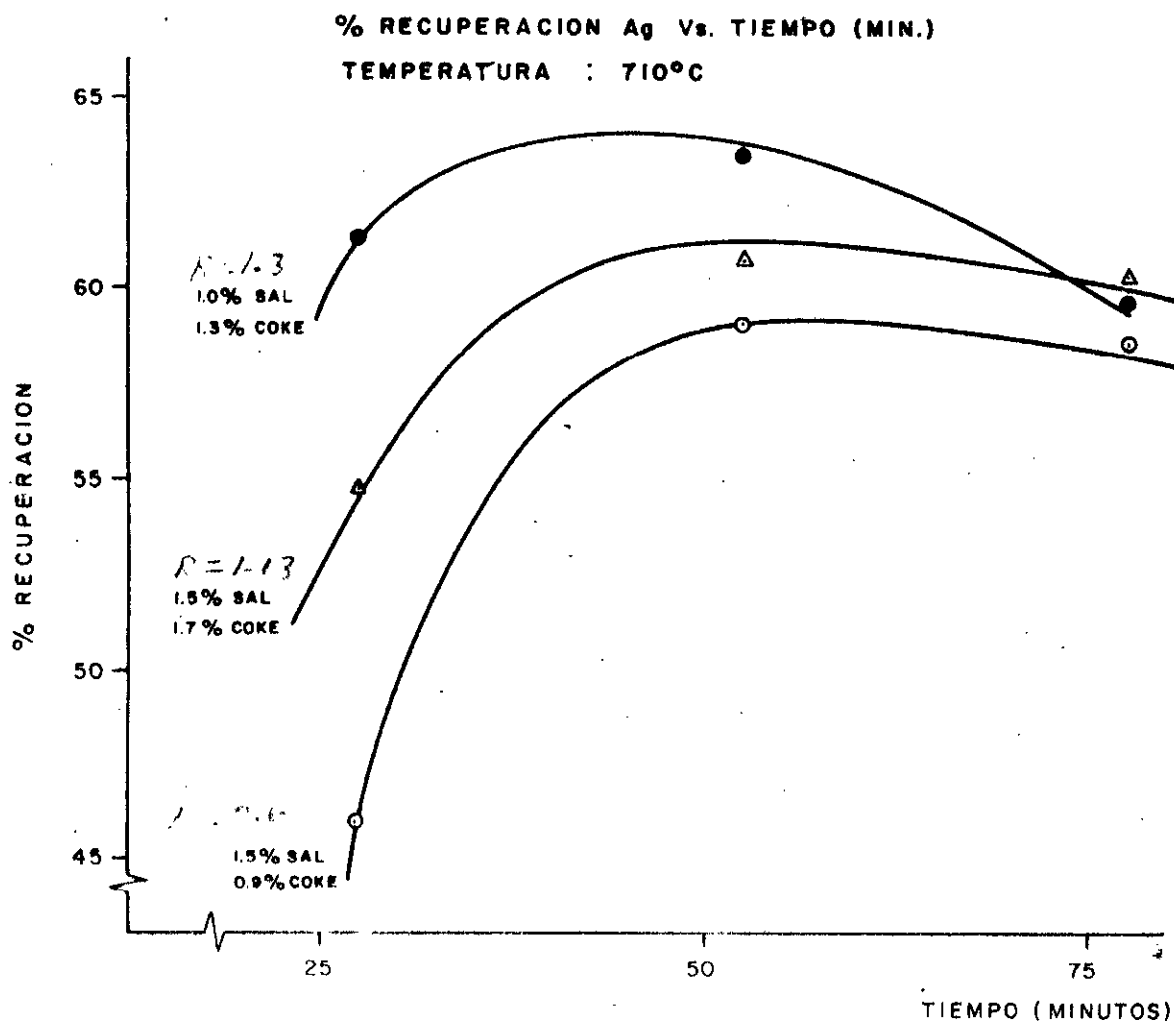


GRAFICO Nº 5.10



Para una temperatura de 710°C (Gráfico 5.10) el tiempo de Segregación óptimo disminuye de 52 min a 42 min según aumenta R de 0.6% a 1.3% . Ocurriendo una mayor recuperación de Ag para un tiempo de 42 min, cuando la relación coke/sal es 1.3 para 1.0% de sal.

En resumen, el tiempo óptimo de Segregación de plata del mineral en estudio es 42 min. Este tiempo podría disminuir cuando la relación coke/sal sea mayor que 1.3 (1% sal).

O R O

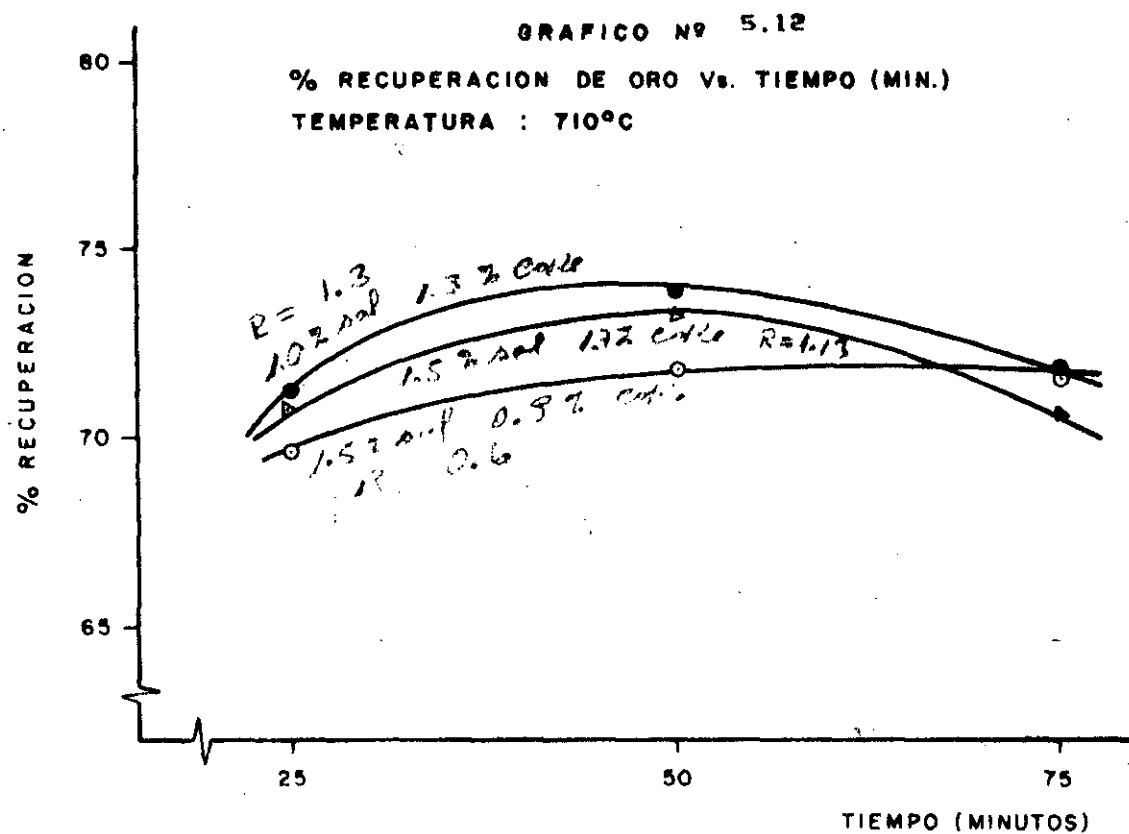
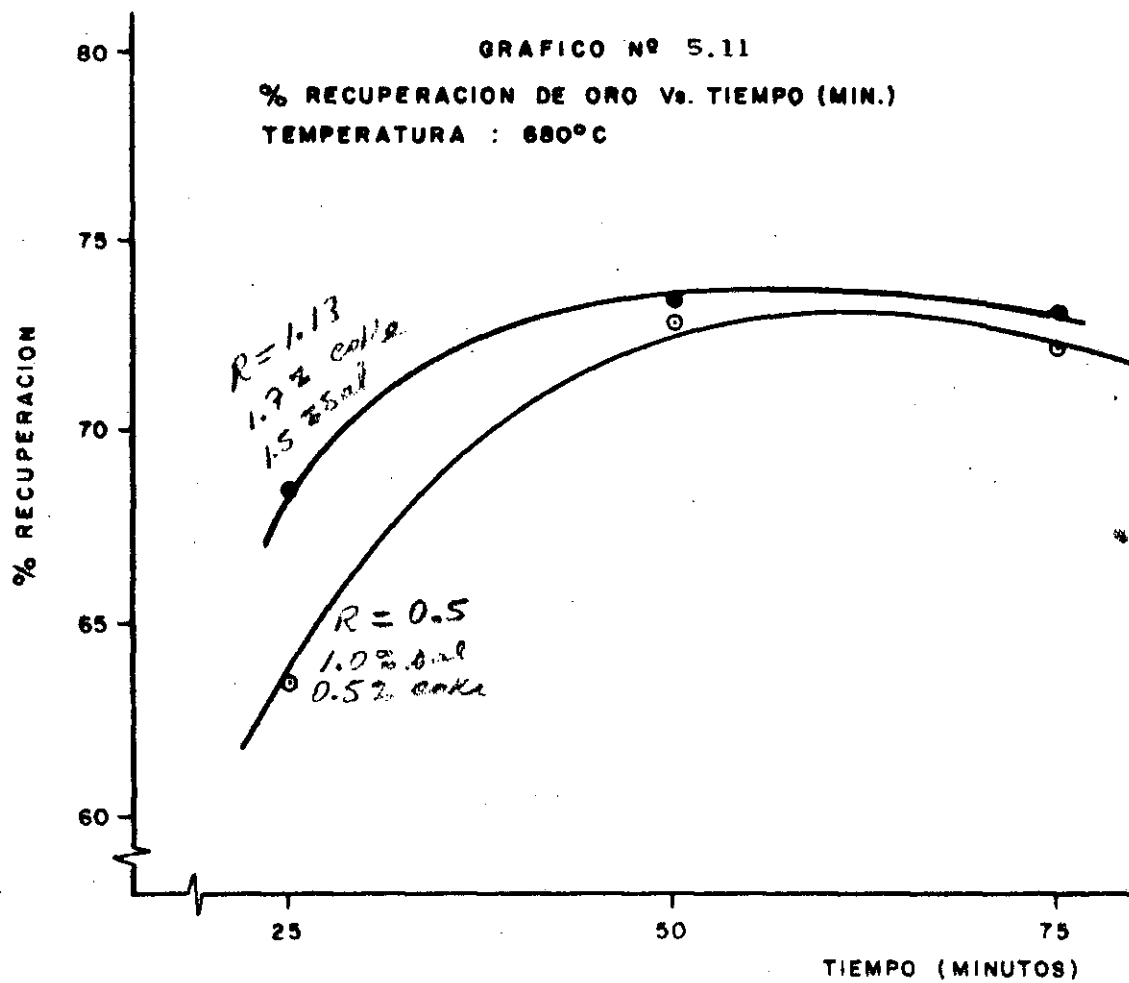
A una temperatura de 680°C (Gráfico 5.11) el tiempo óptimo de Segregación es de 55 min. Siendo mejor la recuperación (73.8%) a mayor relación coke/sal.

A la temperatura de 710°C (Gráfico 5.12) el tiempo de Segregación disminuye desde 67 min a 45 min de acuerdo como la relación coke/sal aumenta de 0.6 a 1.3

En resumen, el tiempo óptimo de Segregación de oro para el mineral en estudio es de 45 min. Este tiempo podría disminuir cuando la relación (coke/sal) sea mayor que 1.3 para 1.0% de sal.

2.4 Recuperación de Plata y Oro

2.4.1 A iguales condiciones de operación, tiempo, temperatura y relación R (coke/sal) los porcentajes de recuperación de plata son siempre menores que la del oro. Esto se debe probablemente a la atmósfera moderadamente reductora de los gases de reacción y a la baja presión de vapor del cloruro de plata. Desde un punto de vista mineralógico, el relave en estudio, el oro se encuentra más libre que la plata, esto se comprobó al cianurar el relave; dando una recuperación del 94% de oro y de 80% de plata.



2.4.2 Experimentalmente se observaron puntos máximos para cada condición de operación, de donde se comprueba que el oro y la plata mejoran la recuperación al aumentar el tiempo y temperatura de Segregación pero hasta un tiempo máximo de 50 minutos.

2.4.3 Los factores óptimos de segregación para el relave estudiado son:

Temperatura: 710°C

Tiempo : 45 min

R (coke/sal): 1.3

% sal : 1.0% en peso del mineral

A estas condiciones el porcentaje de recuperación de oro es de un 73.8% y plata 64.0%

2.5 Leyes del Concentrado

Las leyes de oro y plata son muy bajas debiéndose esto a varios factores:

a) Técnica de Flotación

La flotación por sí misma es un proceso de múltiples variables. Teniendo en cuenta que el mineral al ser sometido a temperaturas elevadas y al mismo tiempo es atacado por sustancias químicas, sufre cambios considerables en su estructura como en su composición química, luego, flotar un mineral con estas características es difícil y requiere de un conocimiento adecuado de la técnica y una pericia en su manipulación.

b) La Segregación de Cobre

Durante la segregación, algo de cobre es absorbido como cloruro de cobre por la ganga silicosa y esta durante la flotación es probablemente activada por el colector (xantato) y flota contaminando el concentrado. Luego durante el proceso de flotación la pirita también es activada por el colector y flota contaminando el concentrado (el relave en estudio tienen un alto contenido de pirita y de sílice, 50% aproximadamente).

C A P I T U L O V I

C O N C L U S I O N E S

- 1.0 El factor temperatura es muy importante en la Segregación de metales preciosos como plata y oro.

Se determinó que la temperatura óptima de segregación para el mineral (relave de flotación) en estudio es de 710°C.

A temperaturas mayores de 710°C disminuye el porcentaje de recuperación de Ag y Au.

- 2.0 El factor R (coke/sal) es también muy importante para lograr una buena segregación de plata y oro de sus minerales (relaves de flotación) que los contienen. Para el presente estudio experimental, se determinó que $R = 1.3$ es la relación óptima, cuando el porcentaje de sal es de 1.0% del mineral en estudio

- 3.0 El factor tiempo es también otro factor importante en la Segregación de elementos valiosos como Ag y Au. Para la muestra en estudio, se deduce que aproximadamente 45 min es el tiempo óptimo, cuando la relación coke/sal es 1.3 y el porcentaje de sal sea 1.0% del mineral tratado.

Si el tiempo de segregación es mayor de 50 min el porcentaje de recuperación disminuye.

- 4.0 A las mismas condiciones de operación (tiempo, temperatura y R (coke/sal) los porcentajes de recuperación de plata son siempre menores que la del oro. De la misma manera que al aumentar el tiempo y la temperatura de segregación se mejora la recuperación.

- 5.0 El relave de flotación estudiado por Segregación tiene un alto contenido de pirita y de sílice los que flotan conjuntamente con los elementos valiosos, dando concentrados de los productos segregados contaminados que da lugar a leyes de oro y plata bajos.
- 6.0 Las recuperaciones de oro es de un 73.8% y de plata 64.0% a las condiciones óptimas determinadas experimentalmente.

C A P I T U L O V I I

RECOMENDACIONES

1.0 Para mejorar el porcentaje de recuperación de plata y oro, se recomienda tostar previamente el relavé para oxidar la pirita y agregar mineral oxidado de cobre cuando el porcentaje de Cu en la cabeza es menor de 0.12%

2.0 Para que una buena Segregación pueda tener pleno éxito debe estar combinado con una flotación adecuada del mineral.

Las pruebas de flotación se deben estudiar para mejorar las leyes del concentrado (eliminación de los minerales estériles) y también mejorar las técnicas de flotación.

3.0 Se recomienda continuar con el presente estudio extendiéndose a otros relaves y minerales de baja ley con contenido de oro y plata, para estudiar con mayor detalle los parámetros y mecanismos de reacción con posibilidades a su aplicación industrial sabiendo que el Perú es un país esencialmente minero.

B I B L I O G R A F I A

- (01) C. Rampacek, W.A. McKinney y P. T. Weddleston:
"Treating Oxidized and Mixed Oxide-Sulphide Cooper Ores by the Segregation Process"
U.S. Bureau of Mines Report of Investigation N°5501, 28 pp, 1959
- (02) A. Sutulov:
"Proceso de Segregación en Beneficio de Cobres Chilenos"
Presentando al VIII Congreso Latinoamericano de Química en Buenos Aires; 1962
- (03) Polland and Peace M,E.
"Extracción de Cobre y Plata, por el Proceso de Segregación en el Perú"
Trans Institute Mining Metall 69, 689 - 697. 1959.
- (04) M. Hoover, K Han, W. Fuerstenau:
"Tostado Segregante de Niquel, Cobre y Cobalto de los Nódulos de Manganeso de los Fondos Marinos"
International Journal of Mineral Processing Vol. 2 No. 2, June 1975.
- (05) J.K. Wright, Ph. D:
"The Segregation Process"
Miner Sci. Engng; Vol 5, No. 2, Abril 1973
- (06) ED. Martínez:
"Termocanálisis de la Segregación del Cu"
Mining Engineering, Aug. 1966
- (07) R. Maurice:
"El Proceso de Segregación para Minerales Oxidados de Cobre de Baja Ley"
Revue de Matalurgia, Vol 33, No. 5, 1936 294-302 pp.

- (08) Y Shimatani:
"La Operación de Prueba del Método de Segregación de la Mina Katanga"
XIII Convención de Ingenieros de Minas, Arequipa-Perú, 8-12 de Set. 1976.
- (09) Nagano, K Kojima, K y Takahashi, Y:
"Extraction of Nickel from Low Grade Nickel Ores by a Segregation Process"
9th International Mineral Process Congress, 1970, Prague 1970;
319 - 327 pp.
- (10) "El Proceso de Segregación"
INCITEMI; Lima 1977
- (11) C. Hurbult:
"Manual de Minerología de Dana"
Editorial Reverte S.A., 2da. Edición, 1974 pp.
- (12) A. Betejtin;
"Curso de Minerología"
Editorial MIR Moscú, 2da edición 1970 páginas
- (13) "La Minería en el Perú"
Anuario Minero Comercial, Editores Técnicos Asociados S.A.
(1960 - 1978)
- (14) "MetalsWeek Price Handbook"
Mc Graw-Hill Publications Co. Copyright (1970 - 1978)
- (15) "Metal Statics"
American Metal Market (1965 - 1978)
- (16) "Minerals Yearbook"
Prepared by Staff of the Bureau of Mines, Washington, Vol. 1
Año 1964 - 1978

- (17) "Metal Statics"
Publication of American Metal Market F.P. Inc. Copyright
Año 1964 - 1978
- (18) "La Minería en el Perú"
Anuario de Minero Perú Comercial
Editores Técnicos Asociados S. A. - Años 1960 a 1978
- (19) "Boletín de Noticias de Minero Perú Comercial"
Empresa Pública del Sector de Energía y Minas, Semanal (1979)
- (20) "Boletín de Noticias" semanal
(1979) del Banco Minero del Perú
- (21) Consultas en el Departamento de Estadística de Minero Perú
Comercial, Empresa Pública del Sector de Energía de Minas
(Esq. de Javier Prado Este y Av. Aviación).
- (22) "Metals Week Price Handbook"
Mc Graw-Hill Publications Co., Copyright, años 1970 a 1978.

A P E N D I C E

T A B L A

PLACERES AURIFEROS EN EL PERU

(Mineral Prospectivo)

REGION	Mineral Prospectivo en m ³ x 1000	Ley media gr/m ³	Contenido Probable de Oro Onzas Troy
Selva Norte	17 116	0.560	310 382
Selva Central	1 826	0.600	35 812
Puno	392 000	0.390	11 904 944
Selva Sur Este	2 272 422	0.600	36 522 223
TOTAL ESTIMADO	2 683 364	0.560	48 773 361